

Міністерство освіти і науки України
Національний гірничий університет

Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№32

Дніпропетровськ
2009

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ № 32 – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009.– 280 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 № 4 від 19.05.2009 р.)

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

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

© Національний гірничий університет, 2009

Редакційна Рада збірника:

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

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 – н.с. В. В. Задорнова

Експертно-редакційна колегія:

Відкрита розробка РКК

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

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

Маркшейдерія

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.
Назаренко В.О. – д.т.н., проф.

Шахтне і підземне будівництво

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

Геотехнічна і гірнична механіка

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

Геологія та геофізика

Нагорний Ю.М. – д.г.-м.н., проф.
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.
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.
Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г.-м.н., проф.

Гірничі машини.

Динаміка і міцність машин

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

Буріння свердловин

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

Електротехнічні комплекси і системи

Півняк Г. Г. – акад., д.т.н., проф.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.
Заїка В.Т. – д.т.н., проф.
Випанасенко С.І. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – д.т.н., проф.

Автоматизація технологічних процесів

Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
Кузнецов 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:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Зберовському О.В. тел./ факс 46-87-19,
46-90-98, E-mail: zberovskiA@nmu.org.ua

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

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

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

Рекомендуемая структура статьи:

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

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

- * УДК – вверху слева, без отступов;
- * Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;
- * Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;
- * Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см;
- * Текст форматруется с выравниванием по ширине и междустрочным интервалом -1,0; отступ первой строки 1,2 см; абзацные отступы и интервалы – недопустимы; расстановка переносов автоматическая, номера страниц не проставляются.

* *Простые формулы* в тексте набираются курсивом с помощью символов редактора Word, *сложные формулы* должны быть выполнены в приложении Equation Editor, соблюдая размеры, приведенные на рис. ⇔

* Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и внедряются в документ как объекты, если они были созданы в Excel и др. приложениях.

* Рисунки должны быть в черно-белом изображении и вставлены в текст в местах ссылки на них.

* Список литературы приводится в порядке ссылок в тексте, в соответствии с ДСТУ ГОСТ 7.1:2006, размером 12 пт.

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

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

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

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию

Список литературы

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

В редакцию «Сборника...» **необходимо подать:**

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

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

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

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

Телефоны для справок:

т/ф (0562) 468-719 Зборовский Александр Владиславович - главный редактор,
469-098 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

ГЕОЛОГО-ТЕКТОНІЧНА МОДЕЛЬ ФОРМУВАННЯ ГІДРОТЕРМАЛЬНО-МЕТАСОМАТИЧНОЇ МІНЕРАЛІЗАЦІЇ В ЗОНАХ ГЛИБИННИХ РОЗЛОМІВ

Рассматривается геолого-тектоническая модель образования гидротермально-метасоматической минерализации в зонах глубинных разломов. Показано, что на дорудных стадиях активную роль играют тепловые и электромагнитные поля, рудные и пострудные стадии характеризуются уменьшением влияния электромагнитного поля.

Розглядається геолого-тектонічна модель утворення гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів. Показано, що на дорудних стадіях активну роль відіграють теплові і електромагнітні поля, рудні та пострудні стадії характеризуються зменшенням впливу електромагнітного поля.

The geological-tectonic model of formation of hydrothermal-metasomatitic mineralization is examined in the areas of deep faults. It is shown that on pre-ore stages active role have the thermal and electromagnetic fields, ore and post-ore stages are characterized by diminishing of influencing of the electromagnetic field.

Вступ. Для створення і розвитку власної мінерально-сировинної бази необхідне удосконалення методів пошуку і прогнозу корисних копалини і впровадження нових теоретичних і практичних розробок, сприяючих ефективному проведенню геологорозвідувальних робіт. В зв'язку з цим особливу актуальність придбаває вивчення умов і чинників мінерало- і рудоутворення на підставі малодосліджених геолого-фізичних явищ, одними з яких виступають, зокрема, природні електромагнітні поля.

Роль електромагнітних полів, що виникають в зонах розломів при їх активізації, переконливо доведена О.В. Орлінською в 1999 р. [1], їх запропоновано вважати четвертим чинником метаморфізму. Одночасно було звернуто увагу і висловлено припущення про те, що ці поля можуть впливати і на процеси гідротермального метасоматозу в зонах глибинних розломів на Українському щиті.

До теперішнього часу в подібній структурно-геологічній позиції виявлено низку родовищ і проявів мінералізації благородних, кольорових і поліметалів. Встановлено широкий розвиток метасоматичних порід, що охоплюють як самі зони розломів, так і вміщуючі породи. Найбільш досліджені в цьому плані гідротермально-метасоматичні процеси, генетично тісно пов'язані з проявами магматизму, в т.ч. дайкового і власне метаморфогенно-гідротермальні прояви мінералізації золота в межах докембрійських формацій Інгульського, Середньопридніпровського і Приазовського геоблоків Українського щита.

Декілька окремо розташована група проявів золоторудної мінералізації, для яких не спостерігається очевидного зв'язку з магматичними або метаморфічними процесами. Вони приурочені до відомого, але малодослідженому явища дислокаційного метаморфізму, що тяжіє до зон глибинних розломів та проявляється в умовах постійно змінних тиску і температури.

ри. Але дотепер недостатньо вивчені причини, що визначають прояв метасоматичних процесів в глибинних розломах. Сучасні уявлення припускають, головним чином, глибинне флюїдне джерело розчинів, речовини і температури, проте спостережувані в природі факти не дозволяють зводити все це тільки до глибинної ендегенної активності. Необхідне залучення нових чинників, одними з яких є природні електромагнітні поля, прояв яких може істотно підсилити гідротермально-метасоматичний процес і зумовити формування рудної (в т.ч. золота) мінералізації.

Мета досліджень полягає в розробці та обґрунтуванні геолого-тектонічної моделі формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів. Для її досягнення вирішуються такі задачі: аналіз сучасних уявлень про утворення диз'юнктивних дислокації, визначення фізико-хімічних умов, задіяних при моделюванні та встановлення стадійності мінералоутворення в зв'язку з етапами активізації глибинних розломів.

Викладення основного матеріалу досліджень. Механізм формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів передбачає розробку геолого-тектонічної моделі, в основу якої покладені передумови і умови, сформульовані за наслідками спостережень в природі та експериментальних досліджень в лабораторіях. Нижче наводяться геологічні факти, які систематизовані в групи, серед яких виділяються геохронологічні, структурно-тектонічні, літолого-петрографічні, мінералогічні, фізико-хімічні, геофізичні і лабораторно-експериментальні.

До геохронологічної групи фактів і спостережень відноситься час закладання і кількість активізацій глибинного розлому. Відомо [2, 3], що глибинні розломи на щитах відносяться до структур докембрійського закладання. В їх розвитку простежується певна циклічність, яка взаємопов'язана з астрономічними явищами [2]. Наприклад, встановлено існування крупних циклів тривалістю 30-40 і 150-180 млн. Років [4-6]. Короткі цикли вважаються ведучими у формуванні шаруватості [7], а довгі – характеризують періодичність головних орогенічних епох у фанерозої [2]. М.П. Семененко [8] для докембрію виділяє п'ять рівноцінних мегациклів тривалістю 400-800 млн. років з верхніми віковими межами 2,7; 2,0; 1,7; 1,1; 0,56 млрд. років. О.Б. Гінтов [3] вважає, що періодична зміна осей стиснення – розтягування добре узгоджується з ротаційним механізмом: при коливаннях швидкості обертання планети або напряму зсуву осі деформації міняють свій знак, тобто планетарні деформації земної кори носять інверсійний характер з періодом не більше 120 млн. років. Мабуть, саме цей часовий інтервал і визначає кількість і тривалість активізації глибинних розломів, оскільки будь-які зміни напружено-деформованого стану земної кори, в першу чергу, відобразяться на цих структурах.

Структурно-тектонічні чинники пов'язані не тільки з особливостями будови і морфологією глибинних розломів але й притаманними їм (розломам) областям активного динамічного впливу (ОАДВ) [9]. Як експериментально показано в [10], при застосуванні до модельного зразка стискаючих (розтягуючих) зусиль в ньому спершу виникають неглибокі, дрібні тріщини, по мірі зростання зовнішньої сили густина тріщин збільшується, вони стають більш протяжними,

ростуть вглиб і, нарешті, формується магістральний розрив, тобто утворюється ОАДВ розлому. При формуванні декількох розривних структур спостерігатиметься накладення і перетин ОАДВ цих розломів і найбільш проникною зоною стане вузол перетину розломів.

Вивчення внутрішньої структури глибинного розлому [2, 3, 11 та ін.] показує, що він складається з системи численних розривів, які мають субпаралельне до основного напрямку простягання. Широким розвитком користується діагональна система розривів і тріщин вищих порядків, що перетинають всю зону глибинного розлому, механізм утворення якої описаний в [3, 9, 10, 12]. В результаті таких досліджень встановлено, що першими закладаються тріщини і розриви, простягання яких перпендикулярне напрямку сил розтягування або стиснення, що діють на породний масив, з деяким запізненням утворюється діагональна система тріщин і розривів яка характеризується іншим тектонічним режимом стиснення-розтягування. Наприклад, якщо основна система розломів закладається в режимі розтягування з утворенням порожнин відриву, то діагональна зазнаватиме режиму стиснення і формуватиме сколи з переважанням зсувних деформацій.

Крім цього, глибинним розломам властиве явище дилатансії – непружного збільшення або зменшення об'єму, пов'язаного із зміною існуючої або проявом нової системи тріщин і пор під дією дотичних напруг в обстановці всебічного стиснення [3, 13]. Дилатансійні ефекти в гірських породах пов'язані з процесами передруйнування, появою мікротріщин і їх розвитком. Дослідження, опубліковані в [14] і обговорювані в роботі [13] показують, що динамометаморфічні породи в зонах глибинних розломів завжди ущільнені на 10-100 кг/м³, причому посилення ступеня динамометаморфізму сприяє зменшенню щільності порід.

Літолого-петрографічні і магматичні факти, покладені в основу моделі, свідчать, що в зонах глибинних розломів гідротермально-метасоматична мінералізація зазвичай проявлена без просторового зв'язку з магматичними і літологічними утвореннями. Дослідження, проведені авторами [15] з вивчення структурних критеріїв локалізації золоторудних родовищ, показали, що в глибинних розломах всі крупні родовища тим або іншим чином пов'язані з порушеннями типу тріщини. Поза ними великого значення набуває магматичний чинник.

Мінералого-геохімічні особливості даної мінералізації полягають в її відносно простій і витриманій асоціації мінералів. Не дивлячись на мінеральне розмаїття і багатоактну стадійність гідротермально-метасоматична мінералізація в зонах глибинних розломів характеризується рядом загальних ознак:

1) у всіх без виключення мінеральних асоціаціях і (або) зв'язаних з ними метасоматитах присутні кварц, карбонати (головним чином кальцит, анкерит, сидерит), сульфіди заліза (пірит, піротин), його оксиди (магнетит, гематит) і дуже часто графіт. Зрозуміло, подібний перелік не вичерпаний, але саме ці мінерали червоною ниткою проходять через усі типи мінералізації;

2) мінералогічна стадійність підкоряється наступній універсальній послідовності: дорудна (передрудна, безрудна) стадія представлена різко домінуючим кварцом при другорядному значенні решти мінералів; рудна

стадія, у складі якої є своя, унікальна в багатьох випадках стадійність утворення мінеральних асоціацій; пострудна стадія представлена, головним чином, кварц-карбонатною мінералізацією. Не дивлячись на вдавану примітивність, ця узагальнена стадійність дозволяє зрозуміти механізм утворення, ускладнювати і вдосконалювати який можна нескінченно довго завдяки різноманіттю природних процесів.

В зв'язку з прийнятою амагматогенною точкою зору на природу гідротермально-метасоматичної мінералізації визначимося з фізико-хімічними умовами, задіяними для моделювання, і джерелами речовини та розчинів.

Температура. Джерелом тепла є енергія, що виникає в результаті переміщення блоків земної кори по розломах і енергія, що виділяється при руйнуванні кристалічних ґраток мінералів. Роль мантійних і магматичних джерел тепла не розглядається, але повністю не, виключається, хоча їх вплив приймається другорядним.

Тиск обумовлюється тектонічним режимом розвитку області активного динамічного впливу розлому, який, у свою чергу, зв'язується з космологічними причинами, наприклад, зміною ротаційного режиму Землі.

Електромагнітні поля. Причини їх виникнення детально розглянуті в роботі [16]. Не торкаючись їх обговорення, відмітимо, що:

– основні джерела електромагнітних полів зосереджені в найбільш деформованих частинах земної кори – зонах глибинних розломів;

– кожному етапу утворення або активізації глибинних розломів відповідають різні механізми генерації природних електромагнітних полів. На початковому етапі зростання напружень фіксуються електромагнітні поля за рахунок механізму дислокаційного перетворення механічної енергії в електромагнітну, в цей же час джерелом електромагнітних випромінювань може слугувати акустична емісія і п'єзоелектричний ефект, особливо в докембрійських породах, що містять значну кількість мінералів-п'єзоелектриків (кварц, пірит, турмалін, слюда і т.п.). По мірі зростання напружень (аж до утворення магістрального розриву) основна роль в енергетичних перетвореннях переходить до електронної емісії і дислокаційному механізму. Після формування магістрального розриву у випадку переміщення блоків по розривах механічна енергія частково переходить в теплову, а частково – в електромагнітну (трибоефект). На завершальних етапах розвитку розломних тектонічних структур природні електромагнітні поля формуються в результаті електрохімічних і електрокінетичних явищ;

– рівень електромагнітних полів, що виникають за рахунок дії одного окремо взятого механізму незначний – від сотень мілівольт до перших десятків вольт, однак сумарна амплітуда електромагнітного випромінювання може бути в кілька разів вище, а неодноразова дія слабких полів протягом тривалого проміжку часу повинна бути еквівалентна дії сильних електромагнітних полів за короткий відрізок часу, що частково підтверджено експериментами [1];

– рівень електромагнітного випромінювання, що генерується різними джерелами, слабо залежить від магнітуди тектонічної події, велике значення грає склад гірських порід і тектонічна підготовка.

Вплив електромагнітних полів на мінералоутворення розглянуто в роботах [1, 17-19]. Зокрема їх дія дозволяє понизити температури мінералоутворення на 70-150°C, а також сприяє мобілізації води і речовини з бічних порід [18].

Джерела розчинів і речовини. Головним постачальником води слугують бокові породи. Експериментальними дослідженнями [19] встановлено, що породи можуть втрачати під дією теплових і електромагнітних полів до 16% вологості, причому значна її частина (близько 9%) являє собою вільну воду, що виділяється з породи при температурах 40-150 °С. Зв'язана вода (3%) мобілізується при температурі 450-550 °С, що на 150-200 °С нижче, ніж без впливу вказаних полів.

Крім того, під впливом тектонічних процесів в гнейсових товщах з польових шпатів може вивільнитися 0,058 мас.% води (0,841 кг на 1 м³ породи). виходячи з розмірів тектонічної зони, маса води, що виділяється, може скласти 1,8·10⁸ кг [20].

Джерелами речовини для пропонованої моделі також слугують вміщуючі породи, проте, не виключається і глибинний (мантійний) генезис частини речовини, роль якої підпорядкована.

Одним з механізмів мобілізації розчинів з вміщуючих порід може бути так звана “природна декрепітація” – розтріскування мінералів, що містять газово-рідинні включення (ГРВ) за рахунок механічних впливів і прямого або зворотнього п'єзоефекту. Можна припускати, що при декрепітації зерен кварцу виникають електромагнітні поля. Якщо розбити процес вивільнення ГРВ на декілька стадій, то, починаючи з моменту гомогенізації включення, відбувається всезростаючий тиск на стінки бульбашки, обумовлений її розширенням – наростання механічних напруг і виникнення зарядів на поверхні зерна кварцу. Потім, на стадії вибуху включення, в мінералі утворюється тріщина, на краях якої також накопичується електричний заряд, що надалі нейтралізується різними шляхами.

Розглянемо механізм генерації електромагнітних полів на геологічних моделях: 1) ділянка перешарування філітовидних карбонат-(хлорит)-кварц-серицитових сланців з метапісковиками; і, 2) жильне тіло кварцового складу з домішкою карбонату і сульфідів. Перша модель типова для зеленокам'яних структур, друга зустрічається повсюдно.

У першому випадку виникнення електромагнітного поля обумовлене дією тектонічних напруг, стресового тиску, електронною емісією та іншими причинами. Особливо сприятлива дія тиску безпосередньо на кварцвмісні шари метапісковиків. Проте якщо спостерігається перешарування їх із сланцями, то останні гаситимуть напруги, піддававшись пластичним деформаціям: у результаті на центральну частину масиву тиск буде пониженим і це не дозволить виникнути тут електромагнітним полям. Вочевидь, в даному випадку можуть мати значення інші чинники.

При дії на такі породи теплового поля (наприклад, обумовленого проявом регіонального метаморфізму або магматизму) в метапісковиках за відповідних температур проявлятиметься природна декрепітація кварцових зерен, що при-

зведе до виникнення електричного поля. Першими будуть зруйновані зерна з низькою температурою декрепітації, а потім, під впливом зворотного п'єзоефекту, відбудеться деформація більш високотемпературних зерен, причому температури в масиві можуть бути набагато нижче необхідних для розкриття цих включень. Матеріал ГРВ, що виділився у результаті декрепітації як низько-, так і високотемпературних кварців змішуватиметься з утворенням високоактивного вуглекислотного, хлоридно-натрієвого, сульфатного розчину та розчинів іншого складу. При підвищенні тиску вони фільтруватимуться в зони розломів, вилуговуючи речовини з вміщуючих порід.

У випадку з моделлю жильної мінералізації природна декрепітація також може відбуватися при підвищенні температури, проте великою буде роль механічних навантажень, спричинених тектонічними рухами. В результаті розкриття більшості включень подальші гідротермальні розчини повинні сильніше перемішуватися і нівелювати первинні особливості мінералоутворення. При цьому розчинятимуться і перевідкладатимуться рудні мінерали під впливом електромагнітних полів. Якщо не відбуватиметься привнесу речовини глибинними розчинами або флюїдами, то зрештою повинна утворитися низькотемпературна кварцова мінералізація, знаменуючи собою перехід мінералоутворювальної системи в рівноважний стан.

Мобілізація речовини може здійснюватися різними способами, з яких головними для даної моделі приймаються твердофазна дифузія, інфільтрація і вилуговування елементів в ході реакції вода (розчин) – порода.

Міграція розчинів і речовини здійснюється по зонах розуцільнення гірських порід, механізм утворення яких пов'язаний не тільки з тектонічними рухами (макрорівень), але і з локальним руйнуванням порід на мікрорівні в зв'язку з фізичними явищами їх терморозуцільнення [21] і дії акустичних коливань. Експериментальне вивчення другого явища [22] показало, що при дії на кварцовий порфір коливаннями з частотою 18 кГц інтенсивністю $(0,5-2) \cdot 10^4$ Вт/м² швидкість водопоглинання збільшується на 2 порядки і більше.

Крім відмічених чинників, для утворення і мобілізації речовини велику роль виконують теплові і електромагнітні поля. Зокрема, під їх впливом при дисоціації залізистих карбонатів утворюються графіт, чадний і вуглекислий газ. Розчиняючись у воді, вони формують вугільну кислоту, яка надалі активно перетворює породи.

Таким чином, передумови для подальшого моделювання гідротермально-метасоматичного мінералоутворення наступні

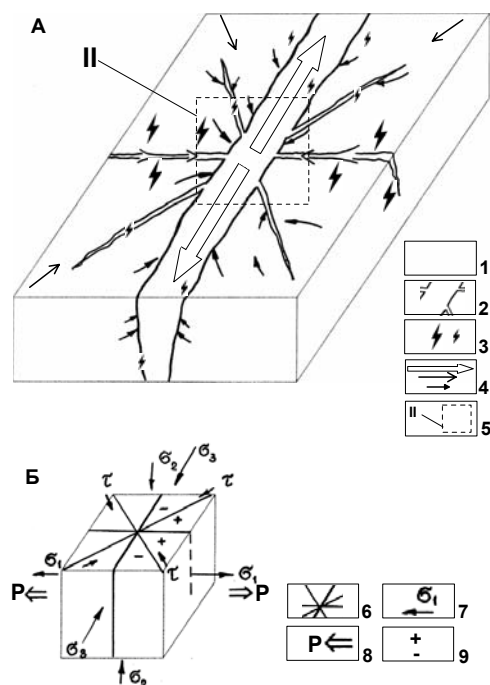
1. Вказаний процес протікає в зонах глибинних розломів при їх неодноразовій активізації.

2. В більшості випадків не спостерігається явного генетичного зв'язку гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів з магматичними осередками.

3. Джерелами теплоти є, головним чином, енергія руху блоків по розломам; джерелами електромагнітних полів – механоелектричні явища, п'єзоефект та ін.; основні джерела розчинів і речовини – вміщуючі породи.

4. Рівень прояву процесів гідротермального метасоматозу – земна кора на глибині перших кілометрів (зона розвитку крихких деформацій), система закрита, без наскрізного виходу розривів і тріщин на денну поверхню.

Запропонована геолого-тектонічна модель складається із декількох стадій. **Перша стадія – формування глибинного розлому** (рис. 1). Припустимо, що його закладання відбувається в режимі розтягування. Розподіл напруг в породному масиві в цьому випадку виглядає таким чином: у напрямі, перпендикулярному тектонічним навантаженням діє режим розтягування, в паралельному – стиснення і зсуву, в діагональному – розтягування або стиснення (рис. 1-Б). Згідно такому розподілу сил першим закладатиметься основний глибинний розлом в режимі розтягування, практично одночасно з ним, але з деяким запізненням – ортогональні розриви в режимі стиснення і діагональні розломи, які є оперяючими до основного, причому якщо кут між ними і основним розломом буде до 45° , то переважаючим режимом буде розтягування, якщо більш 45° – то стиснення.



- Умовні позначення
- 1 – вміщуючі породи;
 - 2 – зони розривів;
 - 3 – зона дії електромагнітних полів і їх відносний рівень;
 - 4 – напрям міграції гідротермальних розчинів, їх відносний об'єм;
 - 5 – контур врізання і номер наступної стадії розвитку глибинного розлому;
 - 6 – осі розривів на блок-діаграмі розподілу напруг;
 - 7 – основні нормальні (σ_1 , σ_2 , σ_3) і тангенціальні (τ) напруги, що діють в породному масиві;
 - 8 – напрями сил розтягування (стиснення), що діють на масив гірських порід;
 - 9 – області переважаючого стиснення (плюс) і розтягування (мінус), що виникають в масиві гірських порід

Рис. 1. Схема першої стадії формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні глибинного розлому (А) і розподіл тектонічних напруг, що діють на масив гірських порід (Б)

На фазі наростаючого тиску в зонах закладання ортогональних розломів генеруватимуться потужні електромагнітні поля, що призводять до мобілізації води з мінералів і гірських порід; перехід кінетичної енергії стиснення в теплову сприятиме розвитку терморозуцільнення і природної декрепітації; зростаючий тиск викличе інтенсивний прояв процесів дилатансії. Таким чином, в породному масиві сформуються ділянки підвищеної проникності.

При розрядці тектонічних напруг виникає різкий градієнт тиску. Зона основного розлому характеризується її мінімумом, зона ортогонального – максимумом. Це викликає переміщення мобілізованої води по підготовлених про-

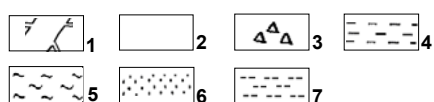
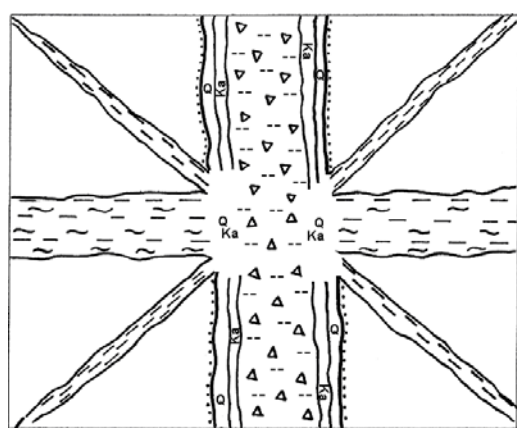
никних зонах. Електромагнітні поля, що утворюються, активно впливають на розчинення мінералів і компонентів гірських порід. Додатково виникає температурний градієнт, який обумовлений механічними переміщеннями блоків по ортогональному розлому.

Гідротермальний розчин фільтрується в зону основного розлому, а також розподіляється в оперяючі тріщини, що розвиваються в режимі розтягування. Хімічний склад цього розчину повинен бути максимально простим і являти собою воду і, можливо, вуглекислоту, що утворилася при дисоціації карбонатів в тепловому і електромагнітному полях. Крім цього, розчин може бути збагачений кремнеземом, який утворюється при розчиненні кварцу водою за формулою: $\text{SiO}_2(\text{кварц}) + 2\text{H}_2\text{O} = \text{H}_4\text{SiO}_4(\text{розчин})$ [23].

Сприятливі цьому процесу повинні й електричні поля. Додатково може бути присутнім залізо як продукт дисоціації залізистих карбонатів. Температура гідротермального розчину повинна змінюватися: по мірі віддалення від зони ортогонального розриву вона знижуватиметься.

Таким чином, основний розлом “стягує” в себе гарячі гідротермальні розчини з ділянок підвищеного тиску. В свою чергу на їх місце поступають холодніші розчини з віддалених зон (рис. 1-А).

Друга стадія (рис. 2) протікає у відносно спокійних тектонічних умовах. Тиск в системі прагне урівноважитися, температура – вирівнятися. Відбувається мінералоутворення, формуються зони окварцювання і карбонатизації з вкрапленістю сульфідів або оксидів заліза. У вміщуючих породах також розвивається метасоматичне окварцювання і карбонатизація, але оскільки падіння тиску і температури займає тут більший час, чим в основному розломі, то відбувається реакція розчинення мінеральної речовини і збагачення розчинів.



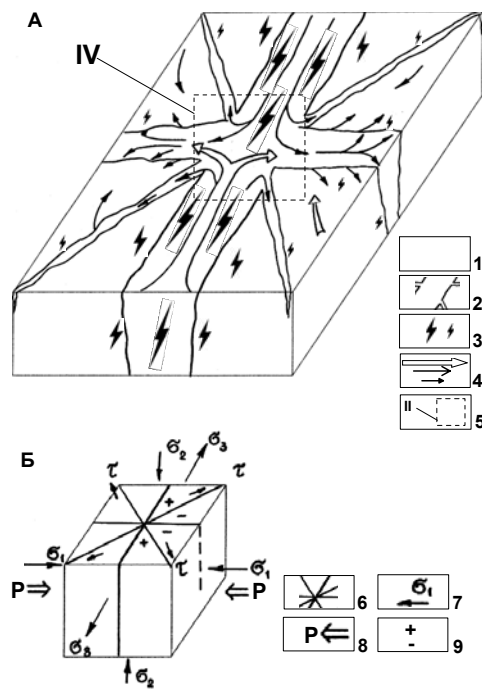
- Умовні позначення
- 1 – зони розривів;
 - 2 – вміщуючі породи;
 - 3 – брекчирювання порід;
 - 4 – мілонітизація порід та її напрям;
 - 5 – розсланцювання порід та його напрям;
 - 6 – ділянки розвитку гідротермально-метасоматично змінених порід і пов'язаної з нею мінералізацією;
 - 7 – ділянки порід, насичених гідротермальними розчинами;
- Кв – кварц;
 Ка – карбонати.

Рис. 2. Схема другої стадії формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні глибинного розлому

Третя стадія (рис. 3) знаменується зміною режиму розтягування на стиснення. Як і на першій стадії, спочатку “спрацьовує” основний розлом, потім ор-

тогональний (розтягування) і оперяючі діагональні (рис 3-Б). Проте, оскільки зона розлому вже сформована, основна енергія стиснення витрачається на тектонічну переробку порід цієї зони. Так, в кварці проявляється п'єзоефект, який призводить до природної декрепітації газово-рідких включень, виникають електромагнітні поля, що активно впливають на перетворення мінералів, з'являються ділянки локального підвищення температури і навіть плавлення порід за рахунок високого електричного опору гірських порід.

Нарешті, в умовах наростаючого тиску відбувається "віджимання" гідротермальних розчинів з основного в ортогональний розрив, який привідкривається. Оскільки розміри першого значно більше, чим другого, то об'єм мігруючих розчинів повинен буде фільтруватися в оперяючі розриви і у вміщуючі породи. Тут, в зоні контакту, відбувається зустрічне змішування розчинів і хімічні реакції, що призводять до випадання мінералів з розчину і встановленню хімічної рівноваги в системі, тобто формується метасоматична зона (рис. 3-А).



- Умовні позначення
- 1 – вміщуючі породи;
 - 2 – зони розривів;
 - 3 – зона дії електромагнітних полів і їх відносний рівень;
 - 4 – напрям міграції гідротермальних розчинів, їх відносний об'єм;
 - 5 – контур врізання і номер наступної стадії розвитку глибинного розлому;
 - 6 – осі розривів на блок-діаграмі розподілу напруг;
 - 7 – основні нормальні ($\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$) і тангенціальні (τ) напруги, що діють в породному масиві;
 - 8 – напрями сил розтягування (стиснення), що діють на масив гірських порід;
 - 9 – області переважаючого стиснення (плюс) і розтягування (мінус), що виникають в масиві гірських порід

Рис. 3. Схема третьої стадії формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні глибинного розлому (А) і розподіл тектонічних напруг, гірських порід, що діють на масив (Б).

Четверта стадія (рис. 4) проходить в спокійному тектонічному режимі і призводить до перекристалізації існуючих і утворенню нових мінералів.

П'ята стадія (рис. 5) – прояв режиму розтягування. Механізм міграції гідротермальних розчинів у принципі аналогічний описаному на першій стадії, проте існує ряд принципових відмінностей в особливостях мінералоутворення. По-перше, в зонах розломів за рахунок п'єзоефекту кварцу збуджуються електромагнітні поля. На його гранях починають осідати рудні елементи, зокрема золото, за схемами електрохімічних реакцій, описаних в [24, 25]. Джере-

лом металів на цієї стадії можуть бути як вміщуючі породи, вилучені на попередніх стадіях, так і глибинні (в т.ч. мантийні) флюїди, які до цього моменту встигають “підійти” до зони глибинного розлому. Ймовірно, цю стадію можна вважати рудною стадією. Тут формуватимуться прожилкові і прожилково-вкраплені рудні тіла, що мають підвищену електропровідність. Температури мінералоутворення будуть нестабільними і коливатися в широких межах, проте за рахунок змішування флюїдів і відносно холодних розчинів вони очікуються невисокими.

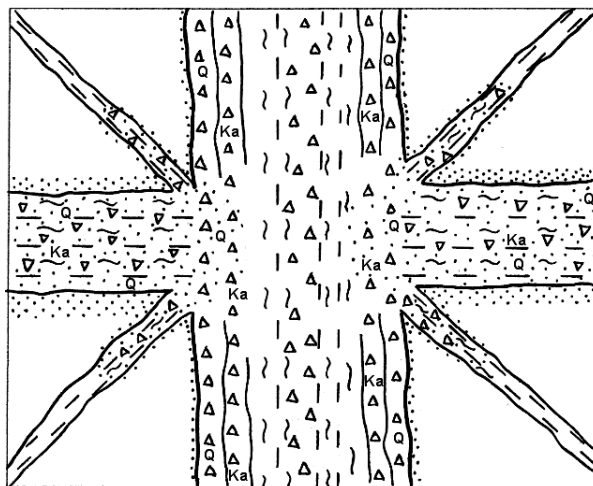
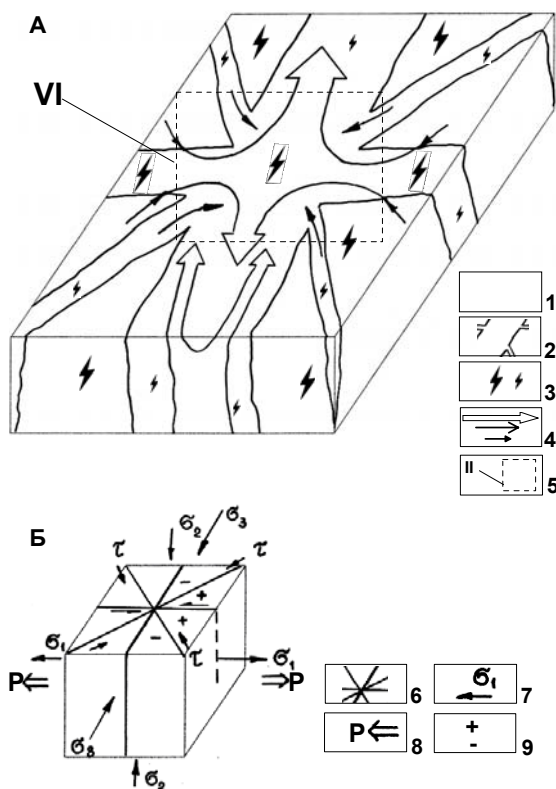


Рис. 4. Схема четвертої стадії формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні глибинного розлому. Умовні позначення див. на рис. 2.



- Умовні позначення
- 1 – вміщуючі породи;
 - 2 – зони розривів;
 - 3 – зона дії електромагнітних полів і їх відносний рівень;
 - 4 – напрям міграції гідротермальних розчинів, їх відносний об’єм;
 - 5 – контур врізання і номер наступної стадії розвитку глибинного розлому;
 - 6 – осі розривів на блок-діаграмі розподілу напруг;
 - 7 – основні нормальні ($\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$) і тангенціальні (τ) напруги, що діють в породному масиві;
 - 8 – напрями сил розтягування (стиснення), що діють на масив гірських порід;
 - 9 – області переважуючого стиснення (плюс) і розтягування (мінус), що виникають в масиві гірських порід

Рис. 5. Схема п’ятої стадії формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні глибинного розлому (А) і розподіл тектонічних напруг, гірських порід, що діють на масив (Б).

Шоста стадія (рис. 6) і подальші характеризують кількість тектонічних активізацій і визначають стадійність мінерало- і рудоутворення в зонах глибинних розломів.

Нарешті, **завершальна стадія** проявляється при практично повній відсутності тектонічної активності і знаменує закінчення гідротермального процесу. До її початку глибинний розлом являє собою потужну (до десятків кілометрів вширшки) зону гідротермально-метасоматичних змін порід з розвинутою рудною мінералізацією, окварцюванням, графітизацією і т.п. новоутвореннями, які формують електропровідні верстви. Періодично виникаючі механічні, сейсмічні, акустичні дії практично не впливають на систему [26]. Тріщини, що залишилися, “заліковуються” невикористаними компонентами розчинів – кремне- і вуглекислою, утворюється пострудна кварц-карбонатна (кальцитова) мінералізація.

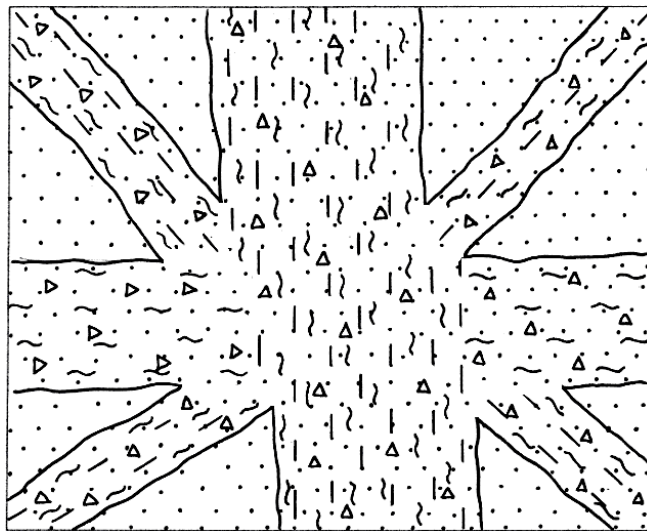


Рис. 6. Схема шостої стадії формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні глибинного розлому. Умовні позначення див. на рис. 2.

Описана принципова схема гідротермально-метасоматичного мінералоутворення в зонах глибинних розломів багато в чому ідеалізована. Більш того, вона розглядає глибинний розлом як ізольоване геологічне тіло, “річ в собі” і не враховує взаємостосунків з навколишнім середовищем, яке може зіграти значну роль при формуванні гідротермальних метасоматитів. Проте, на глибоке переконання автора, вона має право на життя, оскільки з її допомогою можна пояснити деякі геологічні факти, які викликають нерозуміння або трактуються вкрай неоднозначно.

Висновки. Таким чином, геолого-тектонічна модель утворення гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів входить до групи моделей, об'єднаних в літораль-секреційну або метаморфогенно-гідротермальну гіпотезу рудогенезу в умовах відсутності безпосереднього зв'язку з магматизмом. Джерелами енергії для запропонованої моделі є: теплота, що утворюється при тектонічних рухах блоків, електромагнітні поля, і енергія хімічних реакцій між елементами та хімічними сполуками. Глибинні джерела тепла займають другорядне положення і виявляються більше на за-

вершальних стадіях гідротермально-метасоматичного процесу, ніж на початкових. Джерелами речовини і розчинів виступають вміщуючі породи, але участь глибинних флюїдів не виключається. Формування мінералізації в зонах глибинних розломів проходить у декілька стадій, які можна об'єднати в дорудні, рудні і пострудні. На дорудних стадіях відбувається структурно-тектонічна підготовка зони розлому, мобілізація і відкладення кварц-карбонатного матеріалу з незначною часткою сульфідів заліза у водно-вуглекислотному середовищі. Активну роль на цих стадіях відіграють теплові і електромагнітні поля.

Рудні стадії характеризуються активним тектонічним режимом, інтенсивним відкладенням рудних мінералів, причому з можливою участю глибинних флюїдів. Тут на початкових фазах велика роль електромагнітних полів, але ближче до закінчення рудного процесу їх вплив значно зменшується у зв'язку з формуванням смугастості, зональності і струмопровідних ланцюгів в породах.

Пострудна стадія протікає в умовах відносно спокійної тектонічної обстановки і приводить до перетворень сформованої гідротермально-метасоматичної рудної зони. Електромагнітне поле має дуже низьку інтенсивність і істотно не впливає на пострудні зміни в породах.

Запропонована геолого-тектонічна модель формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів дозволяє зрозуміти закономірності розповсюдження накладеної мінералізації в зоні глибинного розлому. Згідно моделі, найбільш сприятливі умови для рудоутворення виникають у вузлах перетину ортогональної системи розломів, а також основного і діагонального (що оперяє) розломів. При цьому зона основного розлому буде рудопідвідною, а ортогональний і діагональний розриви – рудолокалізуючою.

Список літератури

1. Орлинская О.В., Соболев В.В., Чернай А.В. Термоэлектрическая обработка минералов и горных пород. – Днепропетровск: НГА Украины, 1999. – 93 с.
2. Тяпкін К.Ф. Фізика Землі. – К.: Вища школа, 1998. – 291 с.
3. Гинтов О.Б. Полевая тектонофизика. – К.: Феникс, 2005. – 572 с.
4. Лунгерсгаузен Г.Ф. О периодичности геологических явлений и изменений климатов прошлых геологических эпох//Проблемы планетарной геологии. – М.: Госгеолтехиздат, 1963. – С. 7–49.
5. Хаин В.Е. Направленность, цикличность и неравномерность развития земной коры//Строение и развитие земной коры. – М.: Госгеолтехиздат, 1964. – С. 13–28.
6. Наливкин В.Д. О цикличности геологической истории // Географ. сб. Астрогеология. – 1962. – № 5. – С. 188–197.
7. Страхов Н.М. О периодичности и необратимой эволюции осадкообразования в истории Земли // Изв. АН СССР. Сер. геол. – 1949. – № 6. – С. 70–111.
8. Семененко Н.П. Кислородно-водородная модель Земли. – К.: Наук. думка, 1990. – 248 с.
9. Шерман С.И., Борнаков С.А., Буддо В.Ю. Области динамического влияния разломов (результаты моделирования). – Новосибирск: Наука, 1983. – 112 с.
10. Шерман С.И., Борнаков С.А., Буддо В.Ю. Рекомендации по оценке ширины зон приразломных структурных изменений (по результатам физического моделирования). – Иркутск, 1985. – 42 с.
11. Невский В.А. О внутреннем строении разломов // Геотектоника. – 1967. – № 1. – С. 83–95.
12. Михайлов А.Е. Структурная геология и геологическое картирование. – М.: Недра, 1984. – 464 с.

13. Дилатансионные процессы в консолидированной коре. 1 / П.В. Беличенко, О.Б. Гинтов, В.М. Исай и др. // Геофиз. журн. – 1990. – Т. 12, № 2. – С. 32–43.
14. Гинтов О.Б., Исай В.М. Тектонофизическое исследование разломов консолидированной коры. – К.: Наукова думка, 1988. – 228 с.
15. Золоторудные гиганты России и мира / М.М. Константинов, Е.М. Некрасов, А.А. Сидоров, С.Ф. Стружков. – М.: Научный мир, 2000. – 272 с
16. Пикареня Д.С., Орлинская О.В. Опыт применения метода естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ) для решения инженерно-геологических и геологических задач. – Днепропетровск, Изд-во «СВИДЛЕР», 2009. – 120 с.
17. Влияние температуры и электрического поля на электропроводность горных пород и минералов. 2. Сидерит / В.В. Соболев, А.В. Чернай, О.В. Орлинская и др. // Минерал. журн. – 2003. – Т. 25, № 3. – С. 91–94.
18. Пикареня Д.С., Орлинская О.В., Гладун П.И. Экспериментальные исследования по изучению воздействия тепловых и электромагнитных полей на породы коры выветривания серпентинитов // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 3. – С. 44–48.
19. Пикареня Д.С. Значение электромагнитных полей для процессов гидротермального метасоматоза в зонах глубинных разломов (экспериментальные исследования) // Наук. праці Донецького нац. техн. ун-ту: Сер. гірн.-геол. – 2008. – Вип. 8 (136). – С. 170–179.
20. Снісар В.П., Калініченко А.М., Матяш І.В. Новий погляд на походження води в гідротермальних системах зон розломів // Докл. АН України. – 1993. – № 1. – С. 105–108.
21. Валеев О.К. Об эффекте терморазуплотнения пород железисто – кремнистой формации Кривого Рога // Геол. журн. – 1990. – № 4. – С. 96–99.
22. Абдульманов И.Г., Рыбаков А.Д. О влиянии акустических колебаний на повышение проницаемости горных пород // Изв. ВУЗов. Геол. и разведка. – 1985. – № 4. – С. 121–123.
23. Борисов М. В. Геохимические и термодинамические модели жильного гидротермального рудообразования. – М.: Научный мир, 2000.
24. Сахарова М.С., Лобачева И.К. Электрохимическое исследование процессов отложения золота на сульфидах // Геол. рудн. местор. – 1967. – № 4. – С. 46–55.
25. Сахарова М.С., Ряховская С.К., Фромм Т.В. Исследование процесса осаждения серебра на халькопирите (по экспериментальным данным) // Вестник МГУ. Сер. геол. – 1990. – № 2. – С. 53–58.
26. Беспалько А.А., Яворович Л.В., Федотов П.И. Связь параметров электромагнитных сигналов с электрическими характеристиками горных пород при акустическом и квазистатическом воздействии // Изв. Томского политехн. ун-та. – 2005. – Т.308, № 7. – С. 94–101.

*Рекомендовано до публікації д. г.-м. н. Додатком О.Д.
Надійшла до редакції 14.04.09*

УДК 622.1:528

© О.Є. Куліковська

МЕТОДИКА СКЛАДАННЯ КАРТИ СУЧАСНИХ ВЕРТИКАЛЬНИХ РУХІВ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ВЕРТИКАЛЬНОГО РОЗЧЛЕНУВАННЯ РЕЛЬЄФУ

Выполнено построение карты современных вертикальных движений земной поверхности Криворожского региона на основе использования вертикального расчленения рельефа – одной из его морфометрических характеристик.

Виконана побудова карти сучасних рухів земної поверхні Криворізького регіону на основі використання вертикального розчленування рельєфу – однієї з його морфометричних характеристик.

Completed construction of the map of modern vertical movements of the earth's surface Krivoy Rog region through the use of vertical unbundling - one of the morphometric characteristics of relief.

Вступ. Криворізький басейн добре вивчений у геоморфологічному, геологічному та геофізичному відношеннях. В його межах функціонує державна мережа повторного нівелювання (II кл.), що прив'язана до пунктів Чорного і Азовського морів (пункти Жданів, Осипенко, Одеса, Севастополь, Генічеськ) [1], густу мережу пунктів державної тріангуляції 1, 2, 3 класів і якісну топографічну основу в масштабах 1:10000 - 1:100000. Мережа повторного нівелювання II кл. безпосередньо проходить через центральну частину КК зони з півдня на північ вздовж лінії залізниці Довгинцево – П'ятихатки (100км) і по лінії Довгинцево – Долинська перетинає зону зі сходу на захід. Мінімальна відстань між пунктами нівелювання близько 10 км. Результати повторного нівелювання детально розглянуті та висвітлені в роботах [2, 3]. Недосконала мережа пунктів нівелювання та віддаленість ліній (70 – 100 км) одна від одної не дозволяє скласти карти сучасних вертикальних рухів і за наслідками повторного нівелювання дати характеристику сучасної активізації зон блоків, морфоструктур тощо.

Мета та задачі досліджень. Оскільки різноманіття проявів сучасної геодинаміки вимагає комплексного їх вивчення, то найбільшу наукову ефективність дає комплексне картографування сучасних тектонічних рухів, яке надасть змогу поєднувати характеристику сучасних рухів (інтенсивність і спрямованість) з рядом інших показників – морфоструктурними умовами, проявом сучасних екзогенних процесів, систематичністю, геофізичними полями, глибинною будовою тощо. Отже, з огляду на вищесказане виникає необхідність у розробці та вдосконаленні методів, що дозволяли б одержувати такі характеристики сучасних рухів земної поверхні, які б за своєю детальністю й точністю могли бути зіставленими з даними геодезичних та інших інструментальних досліджень.

Виклад матеріалу і результати. У зв'язку з вищевикладеним для вирішення однієї з найважливіших задач досліджень Криворізького регіону – виявлення блокової диференціації центральної частини КК (Криворізько-Кременчуцької) структурної зони та виявлення у ній активних блокових структур автором складена карта швидкостей сучасних вертикальних рухів із використанням вертикального розчленування рельєфу. В основу розрахунку швидкостей вертикальних рухів земної поверхні покладено наступні теоретичні передумови й практичні дані: успадкування між сучасними тектонічними рухами в період формування рельєфу; взаємовідношення вертикальних тектонічних рухів з розвитком морфоструктур; тісний зв'язок новітніх рухів з глибинною будовою земної кори, що зумовив морфологію сучасної денної поверхні; блоковий характер тектонічних рухів (в межах Криворізької зони виділяються активні ділянки (блоки) розміром до 2 – 5 км; ерозійно-аккумулятивні процеси є найчутливішим індикатором рухів земної поверхні [2]. Взаємодіючи ендегенні і екзогенні процеси, при провідній ролі перших, виражаються в сучасному рельєфі, представляючи його у вигляді горизонтального і вертикального розчленування. Ця обставина дозволяє провести кількісну оцінку неотектонічним рухам.

Наявність річково-балочної мережі створює значне вертикальне розчленування рельєфу *b*, яке відображає перевищення водозбірних площ над базисами ерозії усередині елементарних ділянок (блоків) і характеризується глибиною врізування долин у вододільні елементи. Визначається як різниця між найбіль-

шою H_{max} і найменшою H_{min} абсолютними відмітками по кожному елементарному блоку, яка віднесена до загальної площі P цієї ділянки $b = (H_{max} - H_{min})/P$

За елементарну ділянку в розрахунках прийнято аркуш карти масштабу 1:5000, середня площа якого для дослідженого району складає 5,38 км². Середній розмір сторони трапеції 2,32 км. З метою мінімізації впливу штучної мережі точок на характер зображення густини вертикального розчленування та його зображення в ізолініях, розрахунок коефіцієнтів розчленування проводився з урахуванням перекриття трапецій.

Для кожної трапеції аркуша карти масштабу 1:5000 підраховано розчленування 5 точок, які є центрами трапецій, що перекриваються. Для дослідженого району, площа якого 6203 км² обчислені показники 5760 точок, тобто одна точка на 1,1 км. Початковими для розрахунків показників розчленування прийняті топографічні карти масштабу 1:10000 з перетином рельєфу через 2,5 м видання 1953-1955 рр. із використанням матеріалів аерозйомки 1986 р. та космічних знімків 2006 р.

Для дослідженого району середнє значення густини вертикального розчленування достатньо велике і складає 6,61 км/км². Таке вертикальне розчленування характерно для північно-західної частини регіону, де максимальні значення розчленування досягають величини 12,2 км/км², характер розчленування зменшується на південний схід і, в південно-східній частині наближається до нуля. За ступенем вертикального розчленування, його просторовому розміщенню та рисунку ізоліній на карті достатньо чітко виділяються Інгулецький і Саксаганський блоки 2-го порядку, що розділені між собою зоною КК глибинного розлому (рис. 1).

Аналіз карти вертикального розчленування показує, що в морфології поверхні Інгулецького та Саксаганського блоків (західної і східної частин) досліджуваної території, що контактують по зоні КК розлому спостерігається істотна відмінність за ступенем густоти вертикального розчленування. Одержані дані свідчать про більш високу мобільність Інгулецького блоку. В плановому рисунку вертикального розчленування рельєфу Інгулецького блоку підкреслюється, в основному, дрібно блоковий характер будови його фундаменту, який представлений купольними структурами самих різних форм і розмірів, рідше лінійними, витягнутими в меридіональному напрямі та близькому до нього напрямом, розділених міжкупольними структурами, що розбиті серією розломів різного простягання й порядку (рис. 1).

В плановому рисунку вертикального розчленування Саксаганського блоку підкреслюється характер розвитку крупних структур фундаменту (Демурінський і Саксаганський куполи, Довгинцевське підняття, Олександрійська син формна структура тощо).

Неоднакова мобільність складчастих структур фундаменту зумовила розділення блоку на області стиснення і розтягування. Зона КК розлому, яка розділяє блоки, достатньо чітко визначається лінійно витягнутою смугою підвищених значень вертикального розчленування, що особливо відображається на векторній карті (рис. 2).

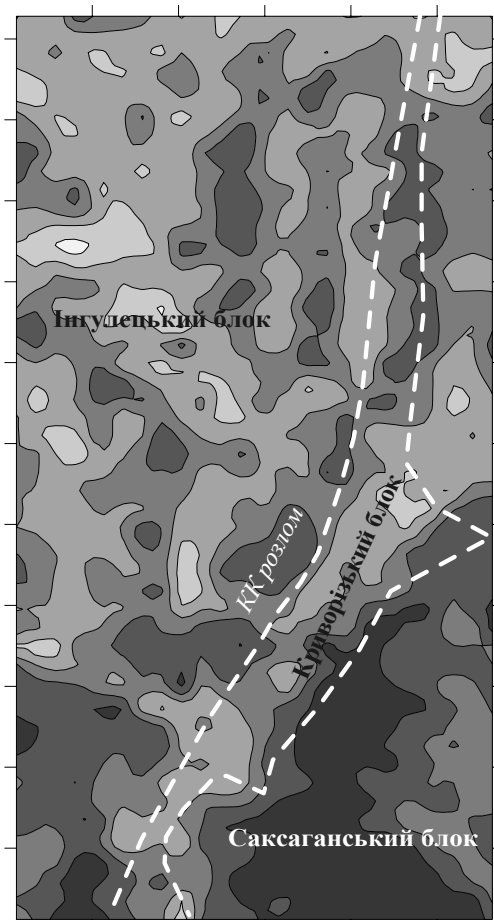


Рис. 1. Карта вертикального розчленування рельєфу Криворізького басейну

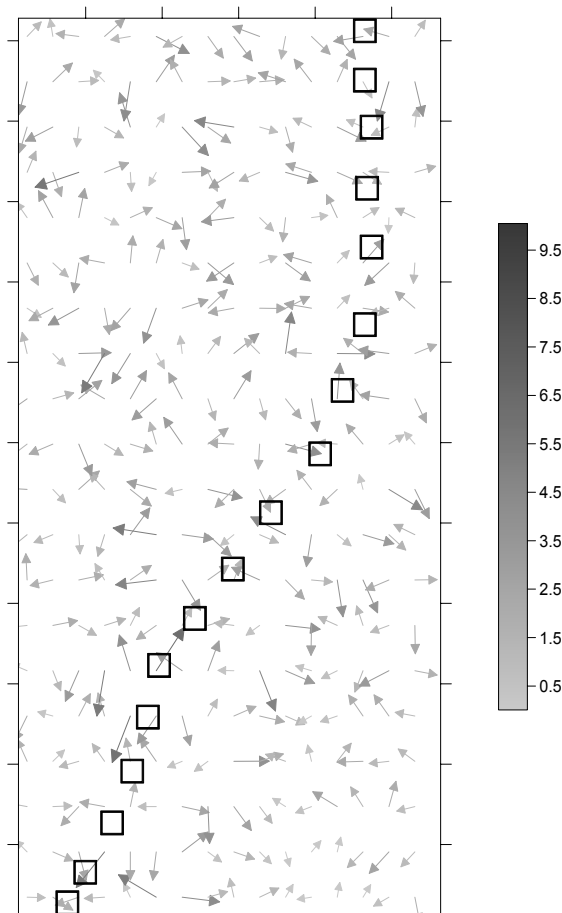


Рис. 2. Векторна карта вертикального розчленування з виділенням зони стищення

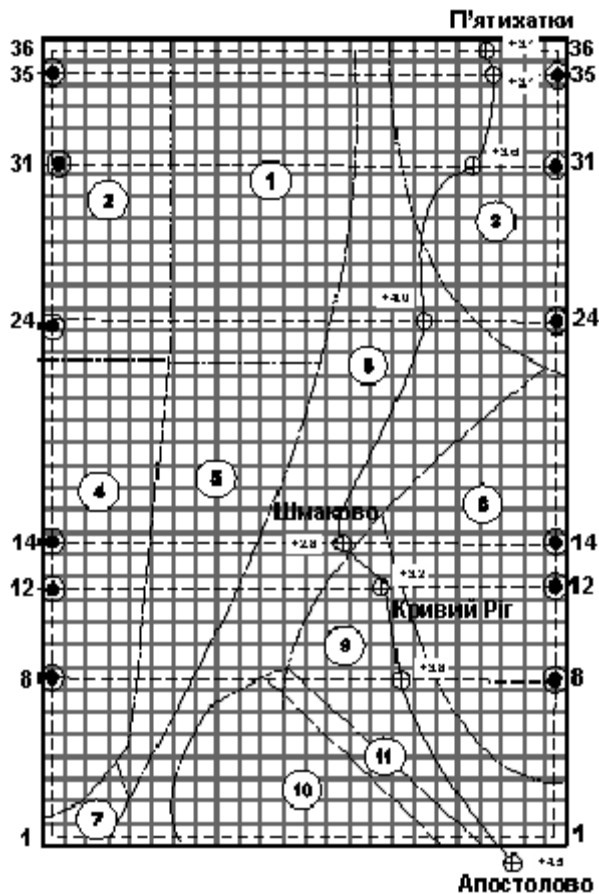
Для виявлення зв'язків між показниками вертикального розчленування та швидкістю сучасних вертикальних рухів земної поверхні (СВРЗП) складено карту в масштабі 1:50000 для території південної частини КК зони. З метою встановлення ступеня репрезентативності обчислень абсолютних швидкостей СВРЗП v за початкову математичну основу прийнято абсолютні швидкості вертикальних рухів 8 пунктів державного нівелювання II класу.

Значення одержано для 864 блоків. В межах досліджуваної території в широтному напрямі через 2,3 км утворено 36 профільних ліній на кожній з яких визначено 23 значення різниць вертикального розчленування. Профільні лінії проходять через центральні точки блоків. По західній і східній межах ділянки в меридіональному напрямі визначено по 35 значень (рис. 3). До пунктів початкової основи (пунктів нівелювання II класу) прив'язано п'ятнадцять профільних ліній, внаслідок чого утворена геодезична система з 12 вузловими блоками (рис. 4).

При обчисленні швидкостей від початкових до вузлових і між вузловими блоками використовувалося відношення

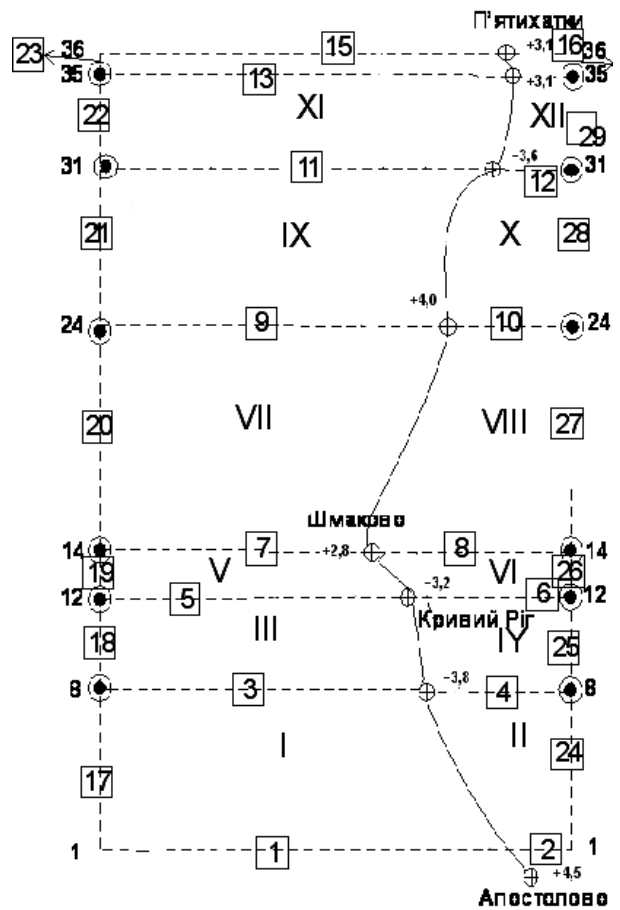
$$P_i = C/N, \quad (1)$$

де C – доцільно підібране число, що дозволяє виразити вагу ($C = 1$), в зручних одиницях; N – кількість блоків, що брали участь в передачі швидкості.



- Умовні позначення:
- 12 вузловий блок
 - 10 морфометричний блок
 - 24 профільні лінії
 - ⊕+3,2 пункт державної мережі II кл. Кривий Ріг і його швидкість

Рис. 3. Схема запропонованих елементарних блоків(аркуш карти М 1:5000) і профільних ліній



- Умовні позначення:
- I-XII утворені для врівноваження полігони
 - 8' хід мережі та його номер
 - розломи

Рис. 4. Схема утвореної мережі для врівноваження.

Морфометричні блоки: 1 - Зеленоріченський; 2 - Ігулецький; 3 - Саксаганський; 4 - Казанківський; 5 - Боков'янський; 6 - Криворізький; 7 - Ігулецький 2 (другого порядку); 8 - Північно-Саксаганський; 9- Південно-Саксаганський; 10 - Саксаганський 2 (другого порядку); 11 - Олександрійська синформна структура

Для обчислення m_i поставлено умову, щоб середня квадратична похибка визначення відносної швидкості між двома суміжними блоками по своїй величині була близька до інструментальної та в самому слабкому місці не перевищувала максимальної середньої квадратичної похибки визначення швидкості з повторного нівелювання.

За оцінкою точності визначення швидкостей рухів пунктів нівелювання II класу, що використовуються як початкові для обчислень, v_i характеризується максимальною середньою квадратичною похибкою $m_i = \pm 1,7 \text{ мм/рік}$.

Результати врівноваження утвореної загальної мережі методом наближень, які наведено в табл. 1, показують, що похибки визначення швидкостей вузло-

вих точок не перевищують вищезгадану максимальну середню квадратичну помилку визначення швидкостей рухів за наслідками повторного нівелювання.

Таблиця 1

Результати врівноваження утвореної загальної мережі методом наближень

Назва полігону	Кількість вихідних пунктів	Кількість вузлових пунктів	$[p\delta_v^2]$	$\mu = \sqrt{\frac{[p\delta_v^2]}{z-k}}$	$m = \frac{\mu}{\sqrt{c}}$	$m_\mu = \frac{\mu}{\sqrt{2(z-k)}}$
Західний	8	6	9,07	1,14	1,14	$\pm 0,30$
Східний	8	6	13,17	1,37	1,37	$\pm 0,37$
Загальна кількість ходів в кожному із полігонів $z=13$						

Контрольні обчислення швидкостей двох із центральних вузлових блоків по профільній лінії 24 приведено в табл. 2, з якої видно, що середньо квадратичні похибки розрахунків значення швидкостей вертикальних рухів даних центральних вузлових блоків на основі використання вертикального розчленування не перевищують середню квадратичну похибку нівелювання на 1 км ходу для II класу ($\pm 2,0$ мм). Це означає, що одержані швидкості СВРЗП блоків, по точності їх визначення, можна зіставляти із швидкостями, які можуть визначатися інструментальним методом.

Таблиця 2

Результати контрольних обчислень вздовж профільної лінії 24

Номери вузлових точок	Середньозважене значення швидкості	Результати розрахунків				
		Група блоків передачі	Передача від крайніх початкових пунктів		Передача від найближчих початкових пунктів	
			Відхилення від середньозваженого значення	СКП передачі на 1 км ходу	Передача від крайніх початкових пунктів	СКП передачі на 1 км ходу
13	-1,8	західна	+1,2	$\pm 0,59$	-0,3	$\pm 1,54$
20	+4,5	східна	+0,5	$\pm 1,17$	-0,1	$\pm 0,90$

Таким чином, після врівноваження мережі було одержано швидкості СВРЗП вузлових точок, які в наступному використовувалися для обчислення швидкостей СВРЗП кожного з блоків досліджуваного регіону.

За похибку одиниці ваги прийнято величину інструментальної похибки вимірювання середнього перевищення на станції $\mu_{hcm} = \mu_v$, заміряного при двох горизонтах інструменту в подвійному ході [5] $\mu_{hcm} = \mu_v = \pm 0,14$ мм.

Обчислення відносної швидкості рухів між двома суміжними блоками, виходячи з прийнятої методики, виконано приблизно з однаковою точністю і середня квадратична похибка визначення швидкості вирахована за формулою

$$m_{v_i} = \mu_v \sqrt{N_i}, \quad (2)$$

де N_i - загальне число блоків в ході, або полігоні.

Для визначення похибки одиниці ваги скористаємося значеннями поправок δ_v в результати обчислених значень v , які залежать від точності обчислення v . Якщо розглядати визначення відносної швидкості v між двома суміжними блоками на всій досліджуваній території як багатократне вимірювання однієї вели-

чини, то для обчислення середньої квадратичної похибки одиниці ваги можна скористатися формулою

$$\mu_{\Delta v} = \sqrt{\frac{[p\delta_v^2]}{N-1}}, \quad (3)$$

де δ_v - поправка, одержана із врівноваження; p - вага, прийнята для обчислення v , величина p постійна ($p=const$).

Враховуючи, що $p=const$ одержимо наступну формулу похибки одиниці ваги

$$\mu_{\Delta v} = \sqrt{\frac{[\delta_v^2]}{N-1}}. \quad (4)$$

При обчисленні швидкостей рухів по блоках широтного орієнтування поправки в v характеризуються такими показниками (табл. 3).

Таблиця 3

Результати оцінки точності врівноваження мережі

Коливання значень поправок δ_v , мм/рік	Кількість блоків N	Результати
від 0 до 0,2	802	$[\delta_v^2] = 15,46 N = 864$ $\mu_{\Delta v} = \sqrt{\frac{[\delta_v^2]}{N-1}} = \pm 0,13 \text{ мм/рік}$
0,3 – 0,4	58	
Більше 0,5	4	

Для вирішення питання ступеня достовірності щодо величини похибки одиниці ваги, одержаної за поправками δ_v , необхідно було врахувати значне число використаних нев'язок по ходових блоках ($n = 36$) і кількість ступенів свободи ($r = n-k$) буде дорівнювати $r = 35$, оскільки в нашому випадку число необхідних величин $k = 1$. Отже, середня квадратична похибка визначення швидкостей СВРЗП блоків може бути обчисленою за формулою:

$$m_{\mu v} = \frac{0,75 \mu_v}{\sqrt{r}} \quad (5)$$

і дорівнює $\pm 0,0216 \text{ мм/рік}$.

Таким чином на основі розробленої методики одержано масив, який складається з визначених абсолютних швидкостей вертикальних рухів 864 блоків, що дозволило побудувати карту швидкостей СВРЗП для дослідженого регіону (рис. 5).

В межах площі досліджень абсолютні швидкості вертикальних рухів змінюються від $-6,1$ до $+14,8 \text{ мм/рік}$ при середньому значенні $+3,9 \text{ мм/рік}$. Зменшення швидкості відбувається в південно-східному напрямі і корелюється з пониженням поверхні кристалічного фундаменту, що свідчить про успадкування сучасними рухами більш стародавніх. Враховуючи, що центральна частина Українського щита в голоцені інтенсивно піднімалася і піднімається в сучасну епоху [4] для отримання уявлення про характер розподілу швидкостей вертикальних рухів земної поверхні, порівняння між собою її окремих блоків і складання карти, за початкову «реперну» швидкість обчислення відносних швидкостей прийнято середнє її значення:

$$v_{\text{сер}} = \frac{\sum_{i=1}^n v_i}{n}. \quad (6)$$

Таким чином, для $n=864$ блоків обчислені $\Delta v_i = v_i - v_{сер}$, які й було використано при складанні карти.

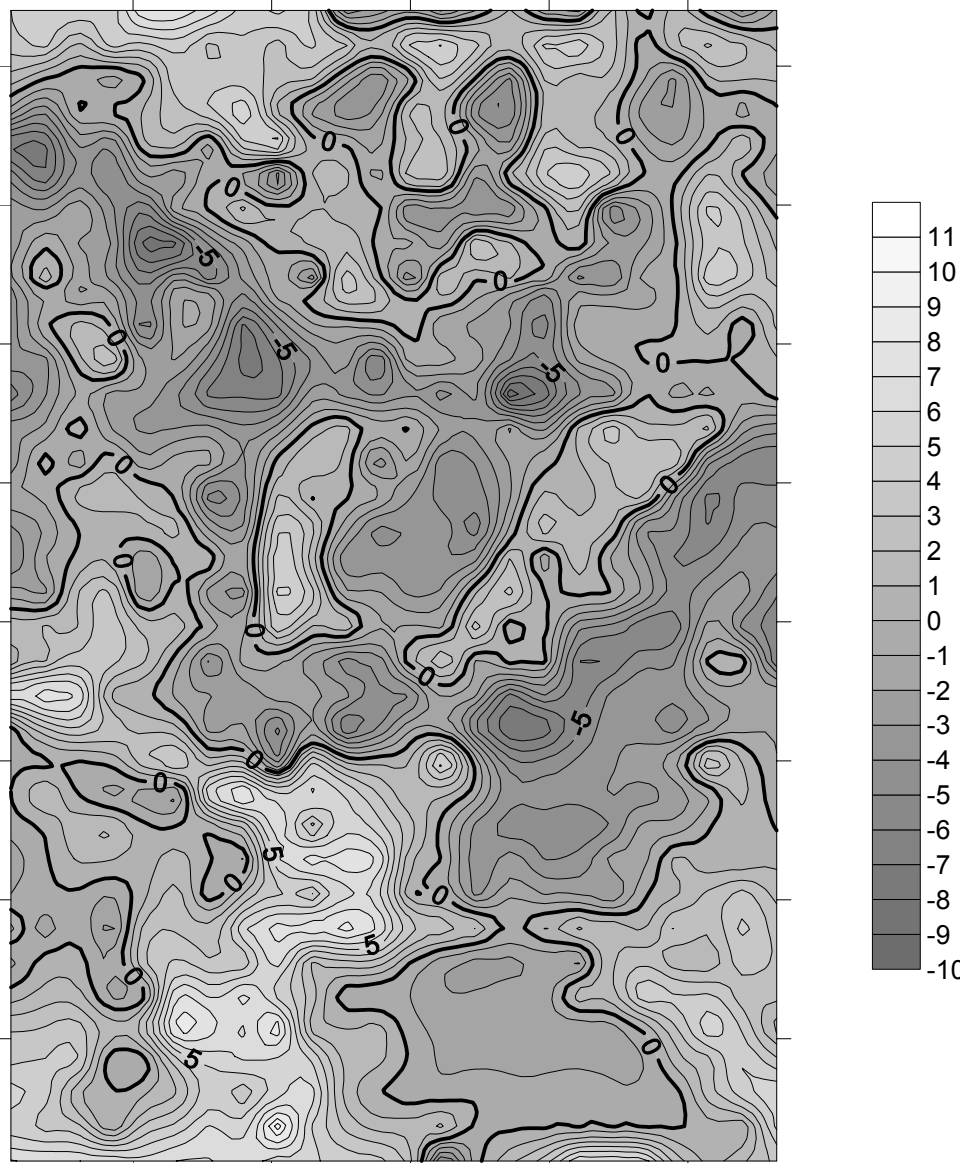


Рис. 5. Карта відносних швидкостей сучасних вертикальних рухів земної поверхні для центральної частини Криворізько-Кременчуцької зони

Висновки та напрямок подальших досліджень. Обчислені відносні швидкості мають різко диференційований характер, що свідчить про різний тектонічний режим структур фундаменту та його блоків. Ймовірніше за все, при існуючому тектонічному режимі на останньому етапі розвитку початкова «реперна» швидкість мало змінювалася в результаті окремих коливань, тектонічного режиму та порушень співвідношень ендегенних і екзогенних процесів. Тому застосування при обчисленнях методу «реперної» швидкості дозволить використовувати значення Δv_i для складання прогнозу карти та виділення на ній зон активізації морфоструктур Криворізького регіону.

Список літератури

1. Матцкова В.А. Карта градиентов скорости современных вертикальных движений земной коры Европейской части СССР и исследования периодичности движений // Современные движения земной коры. – №5. – Тарту: АН ЭССР, 1973. – С. 42-48.
2. Денисов А.И. Современные движения земной поверхности района Криворожья и их выраженность в рельефе // Материалы научно-технической конференции КГРИ. – М.: ВИНТИ, 1981. - № 268-81. – С. 59-69.
3. Куликовская О.Е., Сидоренко В.Д., Сергеева М.П. Обоснование и разработка проекта геодинамического полигона Кривбасса // Сучасні досягнення геодезичної науки та виробництва. – Львів: Ліга-Прес, 2003. – С. 183-189.
4. Плотников А.В. Тектоническое строение и развитие Криворожского рудного района как зоны глубинного разлома // Геотектоника. – 1994. – № 2. – С. 33-48.
5. Пискунов И.Е. Методика геодезических наблюдений за деформациями сооружений. – М.: Недра, 1980. – 248 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Назаренком В.О.
Надійшла до редакції 14.04.09*

УДК 54.027

© Б.С. Панов, В.О Корчемагін, О.Г. Черниш, Ю.Б. Панов

ИЗОТОПНИЙ СКЛАД СІРКИ МІНЕРАЛІВ ДОНЕЦЬКОГО БАСЕЙНУ

Изучен изотопный состав серы сульфидов различных месторождений и рудопроявлений Донецкого бассейна, который указывает на гидротермально-магматогенное происхождение серы Никитовского рудного поля и Нагольного Кряжа. Здесь также отмечено влияние вмещающих пород и тектонических подвижек на образование минералов Нагольного Кряжа. Изотопный состав серы баритов гранитоидов в зоне сочленения Донбасса с Приазовьем указывает на участие в минералообразовании обогащенных тяжелым изотопом ^{34}S сульфатных вод. Присутствие легкого изотопа серы в галенитах Бахмутской котловины свидетельствует об участии сульфатных вод седиментационного генезиса. Таким образом, источники серы смешанные.

Вивчено ізотопний склад сірки сульфідів різних родовищ і рудопроявів Донецького басейну, який вказує на гідротермально-магматогенне походження сірки Микитовського рудного поля і Нагольного Кряжу. Також відмічено вплив вміщуючих порід і тектонічних переміщень на утворення мінералів Нагольного Кряжу. Ізотопний склад сірки баритів гранітоїдів в зоні зчленування Донбасу з Приазов'ям вказує на участь в мінералоутворенні збагачених важким ізотопом ^{34}S сульфатних вод. Присутність легкого ізотопу сірки в галеніті Бахмутської котловини свідчить про участь сульфатних вод седиментаційного генезису. Таким чином, джерела сірки змішані.

Isotopic composition of sulphur of sulfides of different deposits and ores of the Donetsk pool which specifies on the hydrothermal-magmatogen origin of sulphur of the Nikitovskoe ore field and Naholny Ridge is studied. Influence of containing breeds and tectonic motions is here also marked on formation of minerals of Naholny Ridge. Isotopic composition of sulphur of barites of granitoids in the area of coarticulation of Donbass with Pryazovje specifies on participation in the mineralogenesis of enriched by a heavy isotope ^{34}S sulfates waters. The presence of easy isotope of sulphur in galenites of Bahmutskaya hollow testifies to participation of sulfates waters of sedimentation genesis. Thus, sources of sulphur are mixed.

Вступ. Сірка є широко поширеним елементом в літосфері, гідросфері і атмосфері Землі. В окисленій формі вона зустрічається у вигляді сульфатів в океанах і в евапоритових породах. Відновлені форми сірки зустрічаються в сульфід-

дах поліметалічних родовищ, що асоціюються з магматичними, осадовими і метаморфічними породами. Тому дані про ізотопний склад сірки особливо корисні для вивчення сульфідних рудних родовищ.

Мета та завдання досліджень. Однією з основних цілей вивчення ізотопного складу сірки є більш глибоке розуміння походження і умов утворення сульфідних рудних родовищ. Як з теоретичної точки зору, так і в практичному відношенні важливо розрізняти родовища, що утворилися в результаті вулканічної активності, і родовища осадового походження. Завдання цієї роботи полягає в інтерпретації даних, отриманих в результаті ізотопних аналізів сірки сульфідів деяких родовищ і рудопроявів Донецького басейну для з'ясування і уточнення деяких питань генезису вищезазначених об'єктів.

Викладення основного матеріалу досліджень. Інтерпретація результатів ізотопних аналізів сірки сульфідів (кіноварі, антимоніту, галеніту, піриту, марказиту, сфалериту, буланжериту, халькопіриту, борніту) різних родовищ і проявів мінералів Донбасу, що були виконані в ізотопній лабораторії Фрейбергської гірничої академії (табл. 1), проводилася відповідно до основних положень, прийнятих при вивченні розподілу ізотопів сірки в мінералах рудних родовищ.

Таблиця 1

Ізотопний склад сірки мінералів Донбасу

Номер проби	Мінерал	Умови знаходження	$\delta^{34}\text{S},\text{‰}$
1	2	3	4
<i>I. Микитівське рудне поле</i>			
1	Кіновар	Масивні виділення в поперечній жилі 516 серед Чегарникських пісковиків, гор.270 м, шахта 2-біс	+0,4
32	--/--	Масивні виділення в діагональній жилі. Камерок 16, там же	+0,5
36	--/--	Масивні залягання в «пластовому» рудному тілі. П'ятий західний штрек, там же	+0,15
2	--/--	Кристали у виді добре утворених двійників проростання, шахта 2-біс	-0,4
35	--/--	Вкраплення в роздроблених і окварцованих пісковиках жили 516, там же	+0,55
6233	--/--	Вкраплення подовжених кристалів в Чорнокурганських пісковиках. I уступ кар'єру	-7,1
6210	--/--	Подовжнє тіло, гор. 270м, шахта 2-біс	-1,4
33	Антимоніт	Суцільні голчаті маси у парагенезисі з кіновар'ю з діагональної жили. Камерок 16, гор. 270м, шахта 2-біс	-1,8
1п	Кіновар	Призматичні кристали в глинистих сланцях, що підстиляють Чегарникські пісковики	+1,1
6200	Антимоніт	Масивні виділення в пісковиках, гор. 210м, шахта 2-біс	-1,0
31	Пірит	Зернисті виділення у парагенезисі з кіновар'ю. Жила 516, гор. 270м, шахта 2-біс	-1,8
6226	--/--	Гор. 270м, шахта 2-біс	+2,2
6180	--/--	Дрібнозернисті агрегати зі слідами вилуговування у вигляді кірок на пісковіку, гор. 330м, шахта 2-біс	-18,7
6181	--/--	Середньокристалічні кіркоподібні агрегати, там же	-25,0

1	2	3	4
6223	Марказит	Дрібнозернисті агрегати з коломорфною текстурою Шахта 2-біс, 16 штрек, що повстає, гор. 210м	-25,9 -21,1
<i>II. Дружковський рудопрояв</i>			
6231	Кіновар	Дрібнокристалічні виділення у парагенезисі з дикітом з прожилку у глинистих сланцях, св. 441, гл. 535м	+1,1
<i>III. Район Нагольного кряжу</i>			
11	Пірит	Дрібнозернисті вкраплення зі слідами перекристалізації, приго- лосні з нашаруванням глинистих сланців, св. 2379, гл. 53м. Гост- рий Горб	-1,0
23	-//-	Метакристали у глинистих сланцях. Св. 2379, гл. 806м	-1,3
26	-//-	Зернисті утворення у кварц-сульфідному прожилку, св. 2379, гл. 814м	-1,0
30	-//-	Конкреція у глинистих сланцях, св. 2379, гл. 917м	-0,2
3484	-//-	Вкраплення у дрібнозернистому пісковіку, св. 2379, гл. 1482	-0,7
6199	Арсенопі- рит	Кристалічні виділення з прожилку в піщано-глинистих сланцях, св. 2379, гл. 1398м	+0,6
248	Галеніт	Кубічні кристали з рудного прожилку в пісковиках. Опорна св., гл. 252м. Бобриково	-5,6
505	Сфалерит	Шахта «Надія», Центрально-Нагольчанська ділянка	-4,6
6010	Буланжерит	Єсауловська ділянка	-4,9
6182	Пірит	Перешарування дрібнозернистих лінзовидних виділень з тонкими вуглисто-глинистими прошарками у пласті вугілля h ₁₀ , гор. XV, бресберг 3, шахта 45	+4,9
6183	-//-	Прожилки в зоні дроблення, 15-й відкаточний штрек, шахта 45	+0,4
6215	-//-	Включення у вугільному пласті h ₁₁ , шахта №6 Дарьєвська, пласт	+4,6
6225		h ₁₀	+5,7
<i>IV. Донецько-Макіївський район</i>			
6196	-//-	Дрібнозернисті кірковидні агрегати на контакті пласта вапняку L ₁ і вугілля k ₈ , шахта №1 ім. Челюскінців, м. Донецьк	+19,0
6232	Сфалерит	Тетраедричні кристали на стінках порожнеч вилюговування у ва- пняку, там же	-5,1
<i>V. Бахмутська котловина</i>			
б/н	Галеніт	Вкраплення кристалів в пласті доломіту R ₂ нижньої пермі	-24,1
<i>VI. Зона зчленування Донбасу з Приазов'ям</i>			
6179	Кіновар	Зростки кристалів в карбонатно-глинистому матеріалі карстових воронок серед доломітизованих вапняків нижнього карбону. Руд- ник Східно-доломітовий	-6,2
3	-//-	Кристалічні виділення призматичного габітусу, там же	-6,5
6177	Пірит	Гніздоподібні скупчення суцільних грубозернистих мас в доломі- ті нижнього карбону. Рудник Стильський	+4,0
6178	-//-	Масивні агрегати дрібнозернистого піриту, там же	+0,6
6185	Халькопірит	Прожилково-вкраплені виділення в палеобазальтах с.Роздольне	-7,1
6184	Борніт	Те ж	-14,6
48	-//-	Плямисті виділення в палеобазальтах. Ділянка Гірницька поблизу м. Докучаєвська	-5,1
6227	Барит білий	Вкраплення, гнізда і прожилки в гранітах, балка Баритова у руд-	+12,1
6228	-//- рожев.	нику Дальньому	+22,4

1	2	3	4
<i>VII. Північно-західна і західна околиця Донбасу</i>			
6222	Пірит	Лінзовидні виділення в покрівлі вугільного пласта 1 ² Шахта «Крі-воріжжя», Кадієвуголь	+5.7
325	Сфалерит	Карбонатний прожилок в північній зоні дрібної складчастості (с. Іллірія)	+6.0
15	–//–	Конкреції у вугіллі (м. Павлоград)	+17,6
<i>VIII. Південний схил Воронізької антеклізи (зразки С.А. Галія)</i>			
6	Сфалерит	Вкраплення у вапняках нижнього карбону, с.Вейделесівка	+4,6
0	Галеніт	Там же	-5,7
331	Пірит	–//–	-2,1
326	Сфалерит	Вкраплення у вапняках нижнього карбону, с. Марковка	+13,3

По-перше, основним еталоном, з яким порівнювалися отримані результати, був ізотопний склад сірки метеоритного троїліту ($\delta^{34}\text{S} = 0$), а зона значень цього метеоритного стандарту лежить в межах $\delta^{34}\text{S} = \pm 4\%$. Магматичні і гідротермальні сульфідні земної кори, безпосереднім джерелом яких є мантія, повинні мати ізотопні відношення, близькі до метеоритного стандарту. По-друге, підвищена кількість ізоотопу ^{34}S (важка сірка) у досліджуваному зразку указує на можливу участь в рудоутворенні сірки осадових сульфатів. Якщо в зразку відносна кількість ^{34}S менше, ніж в метеоритному стандарті (легка сірка), то це свідчить про вірогідне залучення в рудний процес сульфідної сірки осадових порід. По-третє, ізотопний склад сірки осадових сульфатів, морів, океанів і седиментаційних вод, що минули стадію біогенної редукції, є обваженим на 20% по відношенню до сірки метеоритного стандарту. Останнім загальноприйнятим допущенням є те, що при метаморфізмі великих ділянок земної кори і високій температурі утворення родовищ може відбутися усереднювання ізотопного складу сірки з наближенням його до середнього еталонного складу сірки Землі.

Аналіз приведених у табл. 1 даних приводить до наступних висновків. Перш за все, звертає на себе увагу дивовижна постійність і одноманітність ізотопного складу сірки сульфідів як Микитівського рудного поля, так і Нагольного кряжу. Практично всі отримані результати (за винятком даних по трьох зразках осадових піритів) лежать в області метеоритного стандарту з дуже невеликим розкидом знайдених ізотопних значень. Особливо добре це витримується для кіноварі і антимоніту Микитівки, а також золотоносного піриту Остробугорської ділянки. Для останнього була зроблена спроба виявлення залежності ізотопного складу сірки від глибини залягання руд. Для п'яти зразків піриту, відібраних в інтервалі глибин приблизно 50-1500 м, варіації ізотопного складу $\delta^{34}\text{S}$ знаходяться в межах від $-0,2$ до $-1,3\%$, тобто практично майже ніяких відмінностей не виявляють [1].

Близькість ізотопного складу сірки сульфідів Микитівського рудного поля і Нагольного кряжу до складу сірки метеоритного стандарту указує на хорошу її гомогенізацію в початковій речовині, що узгоджується з уявленнями про глибинне, гідротермально-магматогенне походження сірки. Цей висновок ґрунтується також на геолого-структурних даних, що свідчать про контроль вказаних рудних полів проникаючими в мантію розломами. Аналогічні значення ізотоп-

ного складу сірки кіноварі та інших сульфідів Микитівського рудного поля одержані В.І. Виноградовим [2-3]. Н.А. Озерова схильна їх інтерпретувати інакше, припускаючи можливу участь в рудоутворенні вод нафтового типу. Посилаючись на дані В.І.Виноградова про те, що ізотопний склад сірчановодневої сірки нафтоносних горизонтів може бути близьким до складу метеоритної сірки, вона указує, що за участю вод нафтоносних горизонтів в гідротермальному рудоутворенні можуть виникнути сульфідні з ізотопним складом, не відмітним від ювенільного. Розділяючи думку Н.А. Озерової про те, що давати в даний час однозначну остаточну відповідь на питання про походження сульфідної сірки рудних родовищ Головної антикліналі Донбасу передчасно, ми все ж таки схилиємося до точки зору про її глибинне, мантийне походження. Навряд чи, наприклад, Нагольний кряж, розташований в області довго живучого Центрально-Донбасівського поперечного підняття, міг бути областю розвантаження підземних вод пермських гіпсоносних і нафтоносних відкладень, як це допускається вказаним вище автором для Микитівського, Дружковсько-Костянтинівського і Слов'янського рудних полів [4].

Говорити про високу температуру утворення руд Микитівського поля, при якій могла відбутися хороша гомогенізація сірки з наближенням її ізотопного складу до еталонного метеоритного стандарту, також немає підстав, оскільки встановлена невисока температура мінералоутворення (до 200°C).

Ізотопний склад сірки кіноварі рудопрояву Ширдаг в Західному Узбекистані, що входить в зону Донбасо-Тяньшанського рудного поясу, також лежить у зоні метеоритного стандарту. Якщо звернутися до результатів відомих в літературі аналізів ізотопної сірки в мінералах Слов'янського рудного поля ($\delta^{34}\text{S}$ кіноварі +13,6‰; галеніту +10,8‰; піриту +8,0‰), то можна легко відмітити підвищений вміст ізотопу ^{34}S , тобто її обваження [3]. Причиною цього була, ймовірно, контамінація магматогенної сірки, що обважена сіркою евапоритів (ангідрит, гіпс та ін.), що утворилися з морських сульфатних вод. Присутність цих нижньопермських сульфатовміщуючих порід – характерна особливість Слов'янського куполу, так що таке припущення реальне. Явище контамінації магматогенної сірки з її обваженням відмічене рядом дослідників, які указують на значне збагачення сірки ізотопом ^{34}S у норильських рудах, що викликано контамінацією ювенільної сірки сіркою гіпсо-ангідритової товщі [1]. Таким чином, є підстави вважати, що в утворенні сульфідної сірки Слов'янських рудопров'язів брали участь і сульфатні джерела. Впровадження соляного штока супроводжувалося інтенсивним брекчируванням порід. Ці зони брекчирування були найбільш сприятливі для циркуляції не тільки магматогенних, але і нагрітих на глибині вадозних розчинів; не випадково саме до цих зон приурочені гідротермальні рудопрояви. У цих місцях розвантаження вод різного походження змішувалися глибинні металоносні розчини з сульфатними підземними водами і мала місце контамінація магматогенної сірки. Тут є вірогідним протікання процесів гідротермального рудоутворення.

Мабуть, відносна роль сірки вадозних вод в розчинах повинна була помітно зростати в пізні стадії мінералоутворення, коли спостерігалось згасання магматогенної гідротермальної діяльності. Мінерали, що внаслідок цього утворилися, повинні бути помітно обважені ізотопом ^{34}S . Дійсно, якщо для ранніх сульфідів

(галеніту, кіноварі, піриту) $\delta^{34}\text{S}$ = від +8 до +13,6‰, то для пізнього піриту і бариту ці значення зростають до +21,8 і +30,7‰. Подібні процеси, мабуть, мали місце і на Микитівському рудному полі, чим можна пояснити ізотопний склад бариту Чорнобугорського родовища. Роль сульфатних вод тут була, проте, судячи за наявними даними ($\delta^{34}\text{S}$ = +8,7‰), значно менша, ніж на Слов'янському куполі ($\delta^{34}\text{S}$ = +30,7‰). Ізотопний склад сірки баритів з гранітоїдів в зоні зчленування (балка Баритова) має проміжне значення (+12,1 і +22,4), що указує на участь в мінералоутворенні збагачених важким ізотопом ^{34}S сульфатних вод. Як вже було сказано, основні геологоструктурні і мінералого-геохімічні особливості Донецької активізованої області тісно пов'язані з існуванням і розвитком серії глибинних розломів, що розчленовують кристалічний субстрат басейну на ряд блоків. У зв'язку з цим колишні уявлення про плавне коритоподібне прогинання всього ложа басейну в період накопичення осадків повинні бути замінені уявленнями про грабенеподібне опускання цієї активізованої області зі складними диференційованими переміщеннями в межах окремих її блоків. З періодами тектонічної активізації цих глибинних розломів пов'язано опускання блоків, накопичення опадів, прояви магматизму і т.д. Всі ці явища відбувалися на тлі безперервного "дихання" мантиї, так що продукти її дегазації і в першу чергу такі летючі речовини, як сірка, по глибинних розломах могли проникати у верхні горизонти земної кори, зокрема в осадові товщі порід, що накопичуються тут. Не виключено, що це могло вплинути на загальну підвищену сірчистість вугілля Донбасу, особливо в районах, де трасуються зони глибинних розломів (Центральний, Алмазно-Мар'євський та ін.). Дані ізотопного складу сірки піритів з лінз і прошарків у вугленосних породах Нагольного кряжу, практично співпадаючі з метеоритним стандартом, наводять на цю думку.

В області метеоритного стандарту знаходиться і результат ізотопного аналізу сірки піриту Стельського сірчано-колчеданного рудопрояву, приуроченого до нижньокам'яновугільної карбонатної товщі. Пірит утворює тут досить значний гніздоподібний масивний поклад потужністю більше 10 м, завдовжки до 80-100 м при ширині близько 25 м. Для цього району характерні інтенсивні прояви магматизму, так що думка про гідротермальне походження сірчано-колчеданного зруденіння обґрунтована. Інші умови знаходження і утворення дрібних кристалів і кірок піриту у вугленосних породах середнього карбону (шахта ім. Челюскінців, м. Донецьк), і ця відмінність відразу фіксується ізотопними даними. Тут $\delta^{34}\text{S}$ майже співпадає з подібним значенням для океанічного сульфату, який збагачений 20% важким ізотопом в порівнянні з метеоритною сіркою за рахунок бактерійної редукції. Таким чином, можна говорити в даному випадку про участь в утворенні цього піриту сульфатних вод, що не мали застійного характеру.

Цікаві результати ізотопних аналізів сірки халькопіриту і борніту села Роздольне. Тут примітна наявність в сірці легкого її ізотопу ^{32}S у підвищених кількостях, в результаті цього обидва аналізи потрапляють в область сульфідної сірки, що поміщена в осадових породах і пройшла біогенний цикл. Ці сульфіди утворилися за рахунок сірководню, що виник при відновленні сульфатів. Бактерійні процеси відновлення, як це вважається твердо встановленим, приводять до утворення сірководню, в якому сірка збагачена легким ізотопом ^{32}S , і сульф-

фату з сіркою, що обважена. От чому сульфідна сірка осадових порід містить підвищені кількості легкого ізотопу. Режим відновлення сульфатів в сульфіді вирішальним чином впливає на ступінь ізотопного розділення. Якщо відновлення відбуватиметься в умовах відкритого моря з вільним обміном між мулистою і морською водою, то виникаючі сульфіді будуть однорідно збагачені ізотопом ^{32}S . В умовах утрудненого водообміну, наприклад, за наявності мілководних заток, які обмежено сполучаються з морським басейном, що приводить до ізоляції мулистих вод, що беруть участь у мінералоутворенні, виникають сульфіді з неоднорідним ізотопним складом сірки. Саме такий неоднорідний ізотопний склад спостерігається в сірці халькопіриту і борнітах с. Роздольне. Судячи з палеогеографічних даних, в середньому девоні море окремими язиками проникло в найбільш знижені ділянки тієї території, де зараз розташовується зона зчленування Донбасу і Приазов'я. Воно відклало тут лагунно-морські карбонатно-глинисті опади. У зв'язку з початковим етапом тектоно-магматичної активізації у верхньодевонський час по розколах кристалічного фундаменту відбулося впровадження у верхні поверхи земної кори, зокрема в її осадовий чохол, базальтового матеріалу. Змішуючись з теригенним матеріалом, він утворив ефузивно-осадову товщу зони зчленування, до якої і приурочено мідносульфідне зруденіння. Таким чином, на процеси гідротермального рудоутворення вплинула сульфідна сірка, розсіяна в товщі девонських осадових порід.

Присутність підвищених кількостей легкої сульфідної сірки характерна також для кіноварі Докучаєвського рудопрояву, і це не дивно, оскільки термобарогеохімічними дослідженнями газопо-рідких включень встановлено надходження сірки протягом всього гідротермального процесу при активній участі в ньому вміщуючих порід.

Вплив вміщуючих порід на мінералоутворення продуктивних стадій, судячи з ізотопних даних, помітно для руд Нагольного кряжу. Це, мабуть, пов'язано з тривалістю протікання рудоутворюючого процесу, що відбувався на фоні неодноразових тектонічних переміщень. Широкий розвиток основних рудних мінералів району – сфалериту, галеніту, що утворилися головним чином в середні – пізні фази гідротермального процесу, і більш локальне розповсюдження мінералів перших стадій (пірит, арсенопірит) разом з помітними відмінностями їх ізотопних складів можуть свідчити про різні масштаби прояву різних мінералоутворюючих стадій. Для основних з них характерне більше площадкове розповсюдження, що вказує на циркуляцію гідротермальних розчинів в значній за своїм обсягом товщі порід, легка сульфідна сірка яких запозичувалася рудоутворюючими розчинами і мінералами, що відклалися з них. Ізотопні дані про сірку піриту і марказиту Микитівського рудного поля ($\delta^{34}\text{S}$ = від $-18,7$ до $-25,9\text{‰}$) також вказують на участь в гідротермальному рудоутворенні пізньої стадії легкої сульфідної сірки осадових порід, що вміщують зруденіння [5].

Цікаво було б провести спеціальні дослідження ізотопних даних на більш представницькому матеріалі для з'ясування особливостей мінералоутворення різних стадій рудоутворюючого процесу. Мабуть, ізотопний склад сірки рудних мінералів може з'явитися важливою додатковою ознакою, яку необхідно буде враховувати при визначенні масштабів рудовідкладення тієї або іншої стадії і, отже, її промислової цінності і перспективності.

Для сірки мінералів рудопроявів зони зчленування південного схилу Воронежської антеклизі з Донецьким басейном властиві різні ізотопні значення (із зміною їх в широких межах до 19‰). Для сірки піриту, сфалериту і галеніту с. Вейделеевка встановлені співвідношення ізотопів, що потрапляють в область метеоритного стандарту або близькі до неї. У останньому випадку, як і в зоні зчленування Донбасу з Приазов'ям, також встановлюється вплив легкої сульфідної сірки карбонатних порід, що вміщують зруденіння на ізотопний склад сульфідів. Для рудопроявів с. Марковка характерне обважніння сірки ізотопом ^{34}S , що може бути пов'язано з контамінацією рудоносних розчинів сульфатною сіркою нижньокам'яновугільних відкладень, серед яких недавно виявлені осади соленосних лагун, що існували на півночі Донбасу в кінці нижнього карбону уздовж Краснорецького та ін. розломів. До того ж саме Краснорецький розлом контролює розповсюдження поліметалічного зруденіння в цьому районі [6].

Своєрідний ізотопний склад сірки сфалериту, що заповнює центральну частину сферосидеритової конкреції у вугленосній товщі нижнього карбону Павлоградського району. Значне збагачення важким ізотопом сірки (+17,6‰) може свідчити про процеси відновлення сульфатної сірки в умовах обмеженого її запасу, тобто коли відновлення сульфату до сірководню неповністю компенсується надходженням в рідке середовище його нових порцій. При діагенетичному характері подібних конкрецій це могло мати місце у разі утрудненого водообміну в тому мулистому осаді, де мало місце утворення сфалериту і піриту. В цьому відношенні одержані ізотопні дані схожі з тими, які встановлені для сірки баритових конкрецій в київських мергелях півночі Донбасу [7]. Великий розкид ізотопних значень (від +13 до +46‰) не тільки для різних стяжін, але навіть в межах однієї і тієї ж конкреції вказані автори пояснюють термодинамічною неврівноваженістю осаду, різкою локальністю і строкатістю хімічних перетворень, зокрема різкою зміною окислювально-відновних умов.

У ізотопному складі сірки галеніту, вкрапленого в нижньопермському доломіті Бахмутської котловини, домінує легкий ізотоп, так що $\delta^{34}\text{S} = -24,1\%$. Тут основним джерелом сульфідної сірки були, мабуть, сульфати підземних вод генезису, седиментації, що пройшли через сульфатредукції. Ця стадія в пластах, що містять органіку доломіту, по якому циркулювали термальні води, що утворили галеніт і інші сульфідні, мала, ймовірно, біогенний характер. Тому уявлення про магматичне джерело сірки в даному випадку слід виключити. Для остаточного вирішення цього питання необхідні детальніші дослідження всіх сульфідів, вкраплених в доломіті нижньої пермі, а також бариту і інших сульфатів, прошарки яких встановлені серед карбонатних порід.

Висновки. Вивчення ізотопного складу сірки є одним з важливих і перспективних методів дослідження родовищ корисних копалини. Відомо, що життєдіяльність бактерій в свіжоутворених осадах приводить до відновлення сульфату і збагаченню H_2S , що утворюється, ізотопом ^{32}S . Отже, сірка, що піддалася бактерійному відновленню, збагачена S^{32} в порівнянні з морським сульфатом. Ізотопний склад сірки магматичних порід, джерелом яких є верхня мантія, схожий з ізотопним складом метеоритної сірки, і для неї звичайно характерні значення $\delta^{34}\text{S}$, близькі до нуля. Ці факти свідчать, що дані про ізотопний склад сірки можуть допомогти відрізнити рудні родовища, походження яких пов'яза-

не з вулканічною діяльністю, від рудних родовищ осадового походження. Якщо джерелом сірки є вулканічна діяльність, значення $\delta^{34}\text{S}$ варіюють у вузьких межах, групуючись поблизу нульового значення. Для біогенної сірки характерні негативні значення $\delta^{34}\text{S}$ з великим розкидом, хоча не у всіх осадових сульфідних родовищах спостерігається широкий діапазон варіацій в $\delta^{34}\text{S}$.

Можливість залучення результатів вимірювань ізотопного складу сірки в поєднанні з даними про поширеність радіогенних ізотопів дозволяє одержати дані про генезис порід і мінералів як кінцевих продуктів тектонічних процесів, що діяли в мантії і корі впродовж всієї історії Землі. Отже у нашому випадку, згідно з отриманими даними, джерела сірки родовищ та рудопроявів Донбасу, що досліджувалися, виявилися змішаними. Таким чином, цей метод дає цінні додаткові дані, що дозволяють більш обґрунтовано підходити до обговорення питань генезису рудних покладів.

Список літератури

1. Лазаренко Е.К., Панов Б.С., Павлишин В.И. Минералогия Донецкого бассейна. Ч.II. – Киев: Наук. думка, 1975. – С. 410-416.
2. Виноградов А.П., Гриненко Л.Н. О влиянии вмещающих пород на изотопный состав серы рудных сульфидов // Геохимия. – 1964. – №6. – С. 491-499.
3. Виноградов В.И. Роль осадочного цикла в геохимии изотопов серы. // Труды АН СССР, геол. ин-т. – Вып. 351. – М.: Наука, 1980. – С. 178-189.
4. Виноградов В.И., Озерова Н.А. Изотопный состав серы в минералах полиметаллического месторождения Адамовского купола в Донбассе // Галогенные формации Украины и связанные с ними полезные ископаемые. – Киев: Наук. думка, 1971. – С. 159-160.
5. О генезисе гидротермальной минерализации Донбасса по данным изотопной геохимии / В.А. Корчемагин, Б.С. Панов, В.И. Купенко и др. // Геохимия. – 1980. – №3. – С. 408-415.
6. Багно Г.Ф., Машир В.Н. О новых проявлениях свинцово-цинкового оруденения в каменноугольных отложениях на южном склоне Воронежской антеклизы // Геологический журнал. – 1969. – №1. – С. 67-72.
7. Виноградов В.И., Зарицкий П.В. Изотопный состав серы баритовых конкреций в киевском мергеле Донбасса // ДАН СССР. – 1968. – Т.180, №2. – С. 351-353.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Доброгорським М.О.
Надійшла до редакції 13.04.09*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков

НОВЫЕ ДАННЫЕ О РАСПРЕДЕЛЕНИИ МЫШЬЯКА И РТУТИ В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО ГЕОЛОГО- ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОНБАССА

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

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

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

Вступление. Выполнение исследований, посвященных распределению As и Hg в углях пластов Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса связаны с повышением требований к охране окружающей среды, обусловливающих потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержания токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе, отходах добычи и углеобогащения. Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленности и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных элементов в углях и вмещающих породах извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию одного из наиболее перспективных районов Донбасса – Красноармейского геолого-промышленного района.

Последние достижения. Автором совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким, А.Б. Москаленко [1, 2, 3 и др.] исследованы особенности распределения некоторых токсичных и потенциально токсичных элементов в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогачительных фабрик Донбасса, а также совместно с А.Л. Лозовым [4 и др.] рассмотрены особенности распределения основных токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пластов Павлоград-Петропавловского района. В 2005г. в соавторстве с В.Н. Нагорным были обобщены и проанализированы имеющиеся на тот период данные о закономерностях накопления ртути в угольных пластах Красноармейского района [5]. В тоже время, за последние годы был получен большой объем нового фактического материала, позволяющий рассмотреть совместное распределение As и Hg в углях пластов Красноармейского геолого-промышленного района.

Формулирование целей. В данной работе основными задачами изучения геохимии токсичных элементов в основных рабочих угольных пластах являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций As и Hg; классификация угольных пластов по содержанию As и Hg; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями As и Hg, а также другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

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

После первичного анализа и разбраковки качественных и количественных характеристик правильности и воспроизводимости результатов анализов в дальнейшей работе было использовано 3423 определений As и 3318 определений Hg в углях района. Наиболее представительные (более 33 анализов удовлетворяющих требованиям правильности и воспроизводимости [6, 7] и относительно равномерно распределенные по площади) результаты были получены по 34 пластам: $g_1^{2H}, h_1^H, h_4, h_6, h_8, h_{10}, h_{10}^1, k_5^H, k_5, k_5^B, k_7, k_7^1, k_7^2, k_8, l_1, l_2^1, l_3, l_4, l_4^B, l_5, l_5^1, l_6, l_7^H, l_7, l_7^B, l_8^H, l_8, l_8^1, m_2, m_3, m_4^0, m_4^2, m_6^1, m_6^2$, залегающих в пределах полей шахт «Родинская», «Центральная», «Краснолиманская», «Горняк», «Белозерская», «Новодонецкая», «Алмазная», им. Стаханова, «Добропольская», им. Димитрова, а также резервных и разведочных площадей и участков «Северодонецкий – 2», «Новгородовские», «Лесовские», «Гапеевские», «Добропольские» и «Димитровские».

С целью получения представительных оценок содержания As и Hg в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные опреде-

ления 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 размы-вов и выклинивания пластов не учитывались.

В целях классификации угольных пластов района по содержанию As и Hg была выполнена процедура кластерного анализа. Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить их внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) в изучаемой выборочной совокупности. В связи с этим в данной работе использовался, как наиболее эффективный взвешенный центроидный метод, а в качестве меры сходства - евклидовое расстояние между средневзвешенными содержаниями As и Hg в углях пластов. Как показано в [8] такой подход является наиболее эффективным и позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Результаты кластерного анализа концентраций As в угле пластов района взвешенным центроидным методом приведены на рис. 1, а Hg – на рис. 2.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию As (см. рис. 1) первый кластер составляют пласты с минимальным содержанием (от 6 до 39 г/т, при среднем по кластеру 26 г/т), второй кластер – пласты со средним содержанием (от 44 до 74 г/т, при среднем по кластеру 59 г/т), третий кластер – с повышенными концентрациями (от 90 до 112 г/т, при среднем по кластеру 99 г/т), четвертый кластер образуют два пласта с аномально высокими концентрациями (от 156 до 300 г/т, при среднем по кластеру 228 г/т). Обращает внимание близость (в пределах 95% доверительного интервала) средних значений содержания As в углях пластов второго кластера и во всех изученных пластах района.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию Hg (см. рис. 2) первый кластер составляют 20 пластов с минимальным среднепластовым содержанием (от 0,1 до 0,2 г/т, при среднем по кластеру 0,12 г/т), второй кластер – 15 пластов со средним содержанием (от 0,3 до 0,73 г/т, при среднем по кластеру 0,73 г/т), третий кластер – 2 пласта с максимальными концентрациями (от 1,7 до 1,9 г/т, при среднем по кластеру 1,8 г/т). Анализ структуры кластеров позволяет в свою очередь выделить в первом и втором кластерах по два вложенных кластера. В первом: 1.1 объединяющий пласты h_8 , k_5^H , k_5^B , k_6 , l_3^{B+H} , l_3^B , l_4^B , l_5^1 , l_6 , l_7 , l_7^B , l_8^H , l_8 , m_4^0 , m_4^2 , m_6^1 (среднепластовые содержания от 0,1 г/т до 0,13 г/т, при среднем по кластеру 0,1 г/т) и 1.2 объединяющий пласты k_7^2 , l_7^H , l_8^1 , m_2 (среднепластовые содержания 0,2 г/т). Во втором: 2.1 объединяющий пласты h_{10}^1 , k_5 , k_7^1 , l_4 , l_5 , m_3 , m_6^2 (средние концентрации по пластам от 0,3 г/т до 0,41 г/т, при среднем по кластеру 0,37 г/т) и 2.2 объединяющий пласты g_1^{2H} , h_1^H , h_{10} , k_7 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 (среднепластовые содержания от 0,5 г/т до 0,73 г/т, при среднем по кластеру 0,59 г/т).

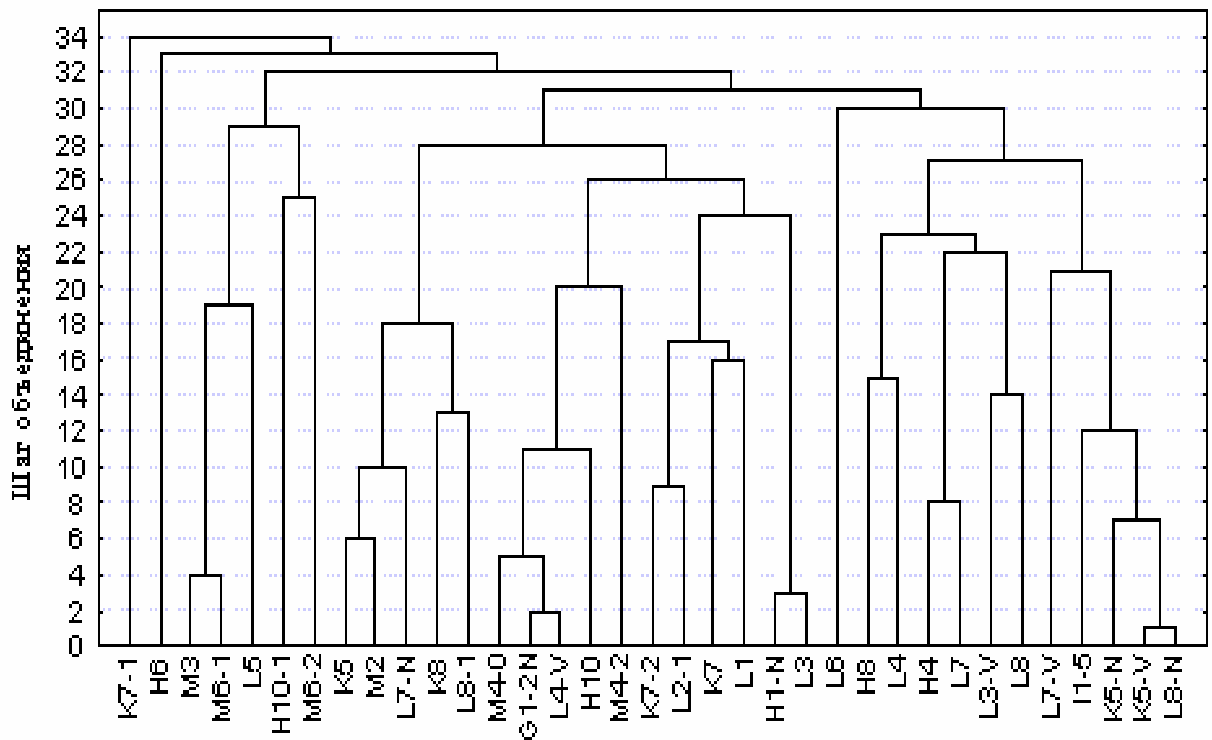


Рис. 1. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию As в угле.

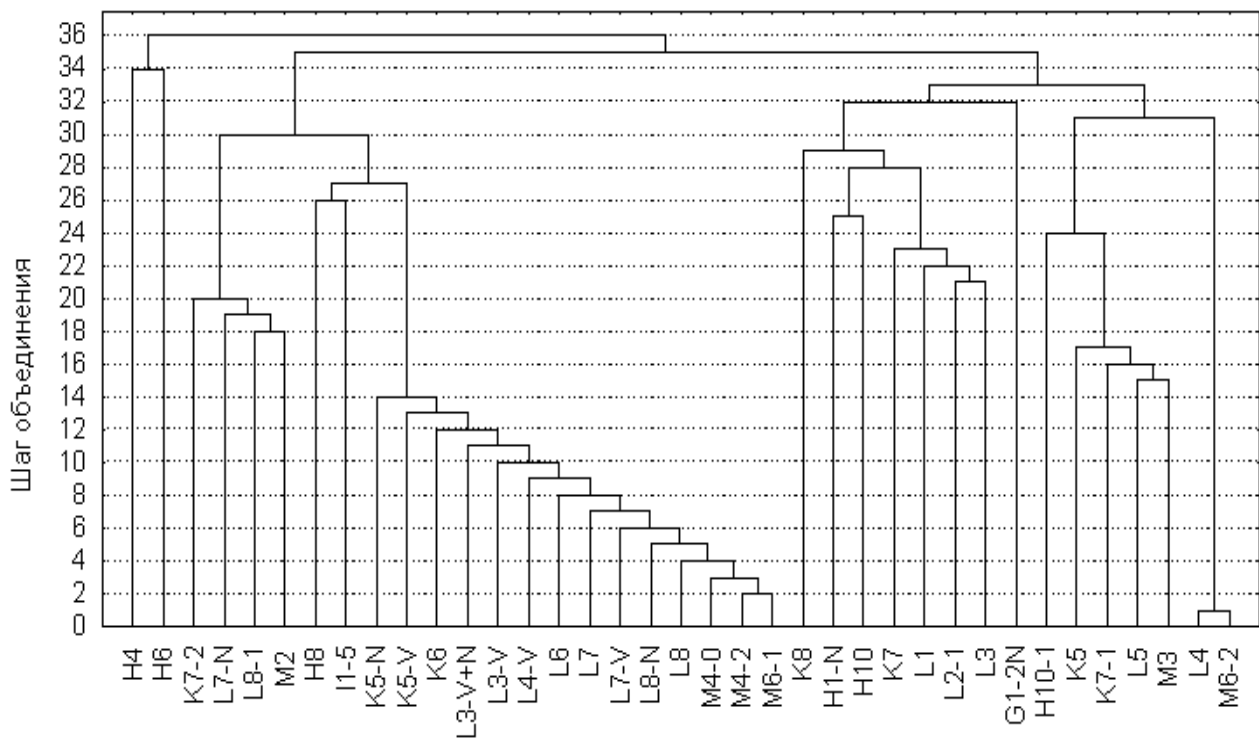


Рис. 2. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Hg в угле.

Сопоставление результатов кластерного анализа средневзвешенных концентраций Hg по пластам, технологических характеристик, морфоструктурных особенностей пластов, литолого-фациального состава непосредственной кровли и почвы, а также петрографических исследований углей показало:

1) для углей пластов первого кластера характерны: значительное преобладание в микрокомпонентах угля гелифицированного вещества, ведущая роль в минеральных примесях сингенетических зерен кварца, диагенетических карбонатов и сульфидов при общем невысоком содержании минеральной составляющей. Угли пластов кластера 1.2 отличаются несколько повышенным содержанием глинистого вещества по сравнению с углями пластов кластера 1.1;

2) угли пластов входящих во второй кластер отличаются от вошедших в первый в целом более высоким содержанием фюзенизированного вещества и повышенной эпигенетической минерализацией. Для пластов составляющих кластер 2.1, в отличие от пластов кластера 2.2 характерно несколько пониженное содержание глинистого вещества в минеральной части угля;

3) угли пластов объединенных в третий кластер отличаются высоким содержанием фюзенизированных микрокомпонентов, фосфора (пласт h₆ - максимальное содержание фосфора в углях района), а также наибольшим вкладом сульфидной эпигенетической минерализации и глинистых минералов в общий состав минеральной части угля;

4) в целом по району, для пластов всех кластеров их морфоструктурные особенности, марочный состав углей, степень их восстановленности, литолого-фациальный состав непосредственной кровли и почвы не оказывают значимое влияние на концентрации ртути. В то же время, в ряде случаев наблюдаются локальные повышения содержаний ртути в углях на участках непосредственно примыкающих к зонам расщепления (например, пласт k₅ (ш. им. Стаханова), пласт l₃ (ш. Алмазная) и др.), и к участкам размыва пластов (например, пласт l₇, (ш. Центральная, в районе южной коренной лавы), пласт m₄⁰, (ш. Алмазная и ш. Добропольская) и др.);

5) практически во всех случаях наблюдаются увеличения содержания ртути в углях на участках непосредственно примыкающих к разрывным нарушениям даже незначительной амплитуды и зонам повышенной трещиноватости (например, пласт l₃ (ш. Центральная, южный коренной штрек глубина 622м и уклон 3бис. на участке сброса с амплитудой 1м), пласт l₆ (ш. Димитрова, на южном крыле шахтного поля в районе сброса с амплитудой 0,70-5,0м) и др.).

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

1) статистически значимая связь содержаний As с сернистостью, зольностью и петрографическим составом углей отсутствует, в то же время как для

пластов формирующих четвертый кластер, так и для отдельных участков других пластов с аномально высокими его концентрациями выявлена значимая положительная связь содержаний As с количеством эпигенетической сульфидной минерализацией, зольностью и содержанием фюзенизированных микрокомпонентов. Кроме того, для всех пластов входящих в первый кластер и для большинства пластов формирующих второй кластер установлена значимая положительная связь (коэффициент корреляции Пирсона 0,44) между концентрациями As и содержанием глинистых минералов в углях;

2) в углях района As образует геохимическую ассоциацию с Hg (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,39, график регрессии на рис. 3) и с Be (значимый линейный коэффициент корреляции 0,42, график регрессии на рис. 4), линейные уравнения регрессии:

$$As = 0,1512 + 0,28189Hg;$$

$$As = 0,1422 + 0,66404Be$$

в то же время на отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [9] выявлена значимая положительная корреляционная связь As со Pb (участки Димитровский, Гапеевские и Лесовские) и Mn (участки Гапеевские и Северородинский 2);

3) в целом по району во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение содержания As с ростом степени углефикации угля;

4) концентрация As в угле всех рассматриваемых пластов, как правило закономерно возрастает на участках с интенсивной трещиноватостью, вдоль разрывных нарушений и вблизи зон эпигенетических размывов;

5) содержания As в углях значимо не зависят от мощности пластов, особенностей их строения сформированных на сингенетическом этапе, литологии кровли и почвы;

6) статистически значимая связь содержаний Hg с сернистостью, зольностью и петрографическим составом углей отсутствует, в то же время как для пластов формирующих второй и третий кластеры, так и для отдельных участков других пластов с аномально высокими его концентрациями выявлена значимая положительная связь содержаний Hg с количеством эпигенетической сульфидной минерализацией, содержанием фюзенизированных микрокомпонентов и глинистых минералов. Кроме того, для большинства пластов формирующих кластер 1.2 установлена значимая положительная связь (коэффициент корреляции Пирсона 0,44) между концентрациями Hg и содержанием фюзенизированных микрокомпонентов и глинистых минералов в углях;

7) на отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [9] выявлена значимая положительная корреляционная связь Hg со Pb (участки Димитровский, Гапеевские и Лесовские) и Mn (участки Гапеевские и Северородинский 2);

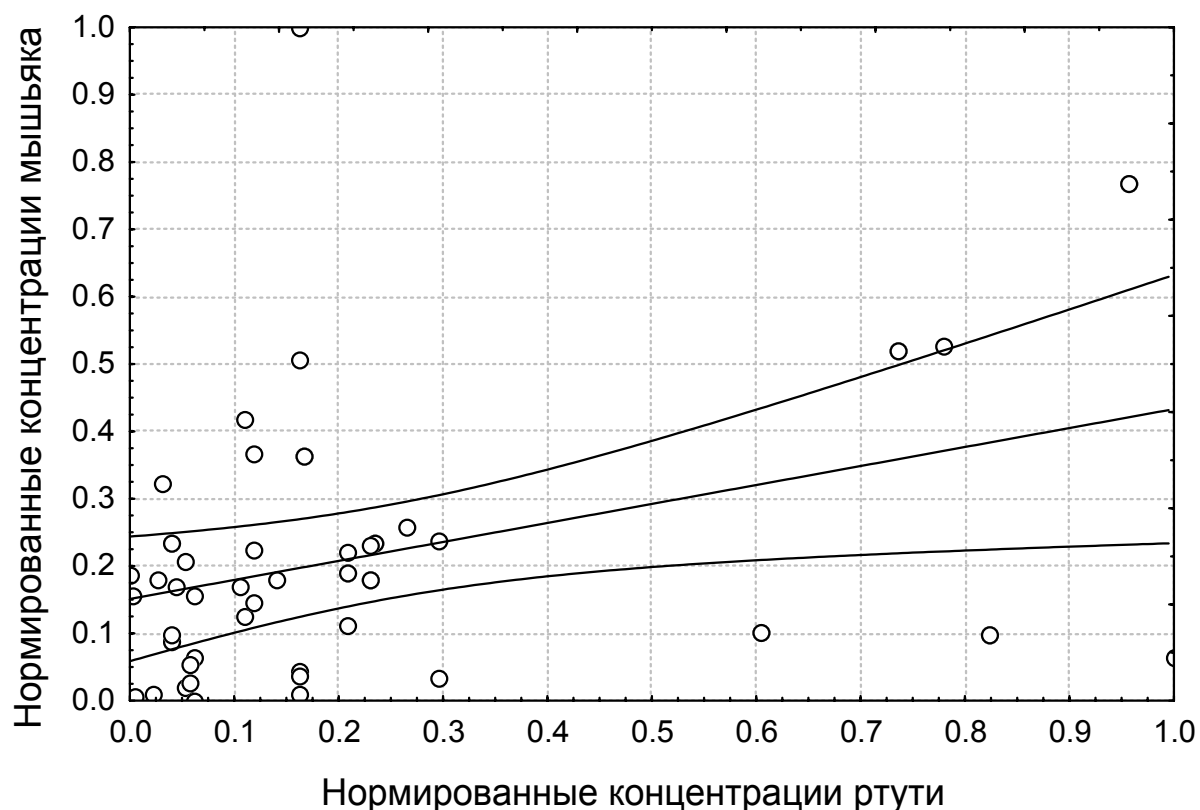


Рис. 3. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями As и Hg в основных угольных пластах Красноармейского района

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Среднее значение содержания As в угле основных рабочих пластов района существенно ниже ПДК в углях (значение ПДК превышено только в 0,68% всех исследованных пластов). Кроме того, в остальных пластах зоны аномальных концентраций As в основном приурочены к участкам, которые не могут быть отработаны по технологическим причинам или горно-геологическим условиям. Уголь всех пластов относящихся к первому кластеру по содержанию As может быть использован после обогащения в пищевой промышленности. Уголь всех пластов относящихся к первому, второму и частично третьему кластерам может быть использован по содержанию As без обогащения в энергетической и металлургической промышленности. Уголь пластов относящихся к четвертому кластеру требует особого подхода в обогащении и шихтовки при любой области его использования.

2. Основные факторы, влияющие на концентрацию As в ближайших по стратиграфическому разрезу угольных пластах в процессе угленакопления и эпигенетических преобразований угленосной толщи испытывали значительные вариации (исключение составляют пары пластов: $l_1-l_2^1$, $l_7^B-l_8^H$, $l_8^1-m_2$, $m_4^0-m_4^2$).

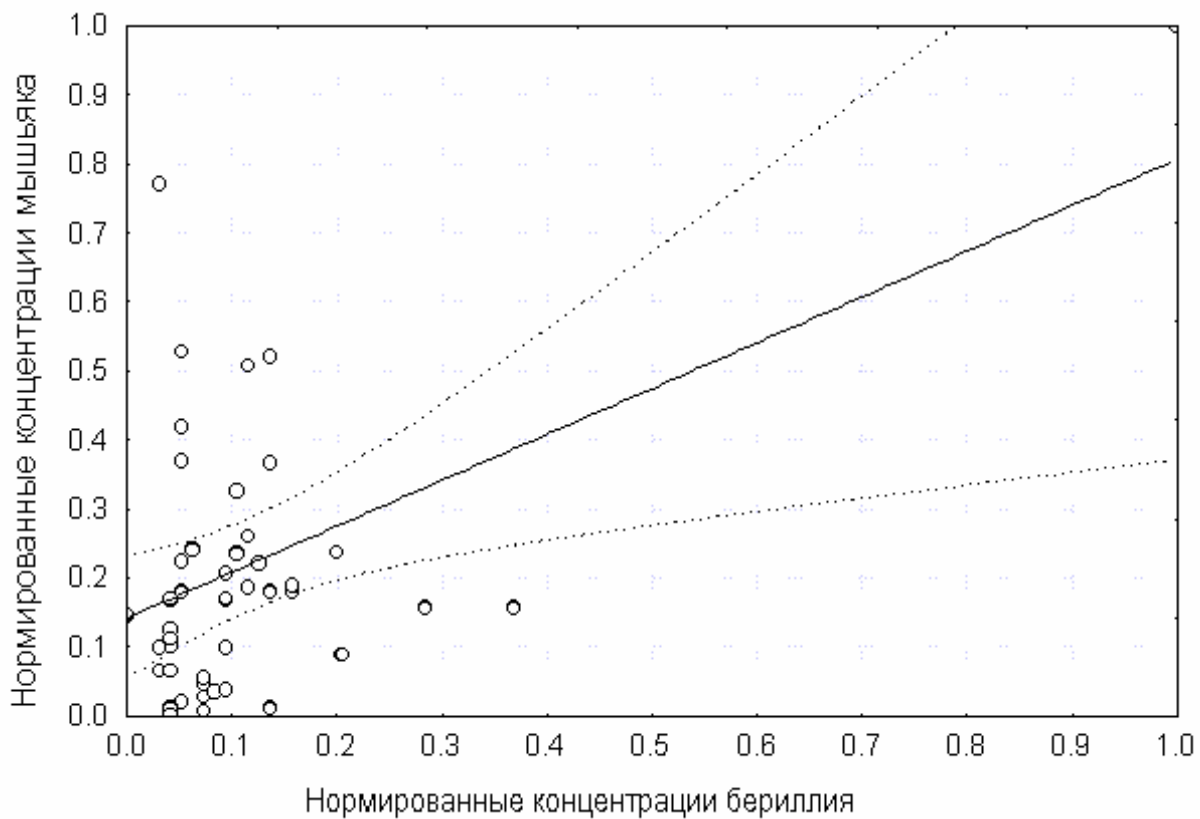


Рис. 4. Линия регрессии между средневзвешенными нормированными концентрациями As и Be в основных угольных пластах Красноармейского района.

4. Аномально высокие концентрации As характерны для углей пластов h_6 и k_7^1 (максимальное по району средневзвешенное содержание). В минимальном количестве As содержится в углях пластов k_5^H , k_5^B , l_4 , l_5^1 , l_6 , l_7^B , l_8^H .

5. Максимальными вариациями содержания As в угле характеризуются пласты свиты C_2^5 , а минимальным – пласты свиты C_2^7 и C_2^6 .

6. В целом по району значимая связь содержаний As с зольностью и сернистостью углей отсутствует, в то же время наблюдается повышение концентраций As с увеличением степени углефикации углей. Это связано с тем, что угли более высокой степени углефикации подвергались большим эпигенетическим преобразованиям и следовательно, вероятность эпигенетического привноса соединений As была более высокой.

7. Для углей района типоморфной является геохимическая ассоциация As с Hg и Be. Совместное накопление этих элементов связано как с общим механизмом их поступления в угленосную толщу на стадии ее эпигенетических преобразований, так и с одинаковыми формами их накопления в угольных пластах. В первую очередь сорбционной, на поверхности терригенной составляющей минеральной части угля и в фюзенизированных микрокомпонентах органической части. Кроме того, не вызывает сомнения существование эпигенетической сульфидной формы As и Hg в углях района.

Основное научное значение полученных результатов заключается в расчете средневзвешенных концентраций этого элемента в углях основных пластов и свит, выявление состава типоморфной геохимической ассоциации As и

Hg с другими токсичными и потенциально токсичными элементами в углях района.

Основное практическое значение полученных результатов состоит в классификации угольных пластов района по содержанию As и Hg, а так же в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в геохимическую ассоциацию As и Hg.

Список литературы

1. Ишков В.В., Чернобук А.И., Москаленко А.Б. Распределение бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Снежнянской ГОФ. // Геотехническая механика. Межведомственный сб. науч. труд., вып. 21. - Днепропетровск, 2000. – С. 76 – 83.
2. Ишков В.В., Чернобук А.И., Дворецкий В.В. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Краснолиманской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. - №5. - Днепропетровск, 2001. - С. 84-86.
3. Ишков В.В., Чернобук А.И., Михальчонок Д.Я. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Добропольской ЦОФ. // Науковий вісник Національної гірничої академії України. - №4. – Днепропетровск, 2001. – С. 89-90.
4. Ишков В.В., Лозовой А.Л. О закономерностях распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольных пластах Павлоград-Петропавловского района. // Науковий вісник НГУ.- №2. – Днепропетровск, 2001. – С. 57-61.
5. Ишков В.В., Нагорный В.Н. О закономерностях накопления ртути в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района // Науковий вісник НГУ.- №2. – Днепропетровск, 2005. – С. 84-88.
6. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. – 287с.
7. Беус А.А. Геохимия литосферы. – М.: Недра, 1981. – 335с.
8. 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.
9. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. – М.: Наука, 1978. – 149 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорним В.М.
Надійшла до редакції 14.05.09*

УДК 552.321:553.07(477.61/.62)

© Е.В. Седова

КАМЕННОМОГИЛЬСКИЙ КОМПЛЕКС: ГРАНИТЫ А-ТИПА, ИХ ДИФФЕРЕНЦИАЦИЯ И ОСОБЕННОСТИ МЕТАЛЛОГЕНИИ

Субщелочные перглиноземистые граниты каменномогильского комплекса Восточного Приазовья (возраст ~1,8 млрд. лет) обладают характерными особенностями анорогенных гранитоидов А-типа: высокие железистость (~96%), K/Na, содержания Zr (~103 г/т), Nb (~102 г/т), Y (102-103 г/т), ΣTR (102-103 г/т). Выделены два типа гранитов комплекса: роговообманковые (±биотит) иттрий-редкоземельные, бедные F и редкими металлами, и высокодифференцированные биотитовые (± мусковит) литий-фтористые редкометальные, но обедненные Y и PЗЭ. Их сочетание обусловило уникальную редкометально-редкоземельную специализацию комплекса.

Сублужні перглиноземісті граніти кам'яногогильського комплексу Східного Приазов'я (вік ~1,8 млрд. років) мають характерні особливості анорогенних гранітоїдів А-типу: підвищені залізистість (~96%), K/Na, вміст Zr (~103 г/т), Nb (~102 г/т), Y (102-103 г/т), ΣTR (102-103 г/т). Виявлено два типа гранітів комплексу: роговообманкові (±біотит) іттрий-рідкісноземельні, бідні на F та рідкісні метали, і високодиференційовані біотитові (± мусковіт) літій-фтористі рідкіснометалеві, але бідні на Y і PЗЕ. Їх сполучення обумовило унікальну рідкіснометалево-рідкісноземельну спеціалізацію комплексу.

Mezoproterozoic (~1,8 Ga) subalcalic peraluminous granites of Kamennye Mogily formation (Ukrainian Shield - East Azovian block) reveals distinct A-type peculiarities: high Fe#(~96%), K/Na, Zr (~103 ppm), Nb (~102 ppm), Y (102-103 ppm), ΣTR (102-103 ppm). There are two subtypes: hornblend (±biotite) Y-TR rich granites, with low F and rare metals concentrations, and highly differentiated biotite (±muscovite) lithium-fluor rare-metalliferous but Y-TR barren granites. The unique rare metals - rare earth metallogeny of Kamennye Mogily magmatic formation caused by combination of these granite subtypes.

Вступление. В гранитных массивах каменногильского комплекса Восточного Приазовья имеет место уникальное сочетание редкометальной и иттрий-редкоземельной минерализации. Определение геохимического типа исходного расплава и изучение его магматической дифференциации в массивах комплекса позволяет понять условия формирования этой «нестандартной» минерализации. Основное направление проведенных исследований соответствует государственной «Концепции расширения минерально-сырьевой базы, как основы стабилизации экономики Украины на период до 2010 года». Исследование также находится в русле приоритетного международного проекта (№ 510 – 2005-2009) Международного союза геологических наук (IUGS) «Глобальная корреляция гранитов А-типа и связанных с ними пород, их минерализация и значение для эволюции литосферы».

В последние десятилетия в мире было выполнено большое число работ, посвященных геохимическим типам гранитов, их классификации по типам источников и геодинамическим условиям выплавления, закономерностям дифференциации расплавов и сопряженным с ними особенностям металлогении [1-5]. Настоящая работа представляет собой первую попытку приложения результатов этих работ к гранитам каменногильского комплекса. В работах [6-9] было показано, что в обнаженных частях массивов комплекса широко развиты породы, отвечающие геохимическому типу литий-фтористых редкометальных гранитов (по В.И. Коваленко). Однако далеко не все граниты комплекса отвечают этому типу. Кроме того, иттрий-редкоземельное оруденение не характерно для указанного типа. По данным поисковых работ, проводившихся на массивах комплекса в 1960-90-х гг., на глубоких горизонтах массивов широко развиты амфиболовые граниты, отличные по химизму от гранитов литий-фтористого типа.

Целью исследований являлось: выяснение геохимической специфики данного типа гранитов и соотношение их с литий-фтористыми редкометальными гранитами.

Для достижения этой цели потребовалось решить следующие **задачи**: 1) определить геохимический тип гранитного расплава в соответствии с существующими классификациями и вероятный, для данного типа расплава, тренд кристаллизационной дифференциации; 2) разделить по минералогическим и

геохимическим признакам, представленные в массивах типы гранитов; 3) определить соотношения между выделенными типами гранитов, их металлогеническую специализацию, и закономерности их локализации в пределах каждого из массивов каменномогильского комплекса.

Изложение основного материала. История изучения каменномогильского комплекса насчитывает уже около 130 лет. За это время, особенно в последние десятилетия, был накоплен обширный аналитический материал. Он включает сотни химических и количественно-минералогических анализов пород; полных и частичных химических, рентген-флюоресцентных, спектральных и т.п. анализов минералов. Этот материал был систематизирован и обработан в ходе данного исследования.

Все массивы комплекса близки по составу. В их строении наряду с гранитами принимают участие различные апогранитные породы – грейзены, микроклин-мусковит-альбитовые, которые в данной статье не рассматриваются. Слагающие массивы первично-магматические разности представлены лейкократовыми и мезократовыми биотитовыми, биотит-мусковитовыми, роговообманковыми и роговообманково-биотитовыми гранитами, с преобладанием К-На полевого шпата над плагиоклазом. С амфиболовыми разностями гранитов тесно ассоциируют количественно им подчиненные граносиениты и кварцевые сиениты. С биотитовыми и двуслюдяными гранитами связаны жилы пегматитов и аплиты. Амфиболовые разности слагают, по данным бурения, гипсометрически более низкие горизонты массивов, тогда как слюдяные – более высокие.

Главные особенности петрохимии каменномогильского комплекса следующие: по содержаниям SiO_2 от 71,5% до 75% – граниты, не затронутые наложенными процессами и попадают в группу кислых. По содержанию Al_2O_3 (11,7 – 13,9%) по традиционной классификации А.Н. Заварицкого они характеризуются коэффициентом глиноземистости al' в пределах 5,83 – 7,85, в среднем – 6,79, и должны быть отнесены к высокоглиноземистым гранитам. Важно также отметить, что по величине $Al/(Na+K)+Ca > 1$ (в молекулярных количествах) каменномогильские граниты в целом принадлежат к перглиноземистым разностям (эта величина возрастает от роговообманковых разностей к двуслюдяным). Сумма щелочей $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ колеблется в пределах от 7,9 до 9,1%, что при указанных содержаниях кремнезема обуславливает принадлежность пород к субщелочному ряду. Граниты принадлежат к калиевой серии. Преобладание К над Na характерно для всех разностей, особенно значительным оно является для роговообманковых гранитов. Граниты комплекса характеризуются исключительно высокой железистостью: $f = \text{Fe}/\text{Fe} + \text{Mg}$. Эта величина в неизменных разностях не опускается ниже 91%, иногда практически достигает 100%, а в среднем по комплексу составляет 96,7%. При этом для пород характерна высокая восстановленность железа (ильменитовая серия) Породы характеризуются очень низкими содержаниями кальция (особенно биотитовые и двуслюдяные разности), стронция и бария, а также магния, марганца, титана.

Все перечисленные признаки, относящиеся к главным петрогенным компонентам, достаточно определенно указывают на принадлежность гранитов каменномогильского комплекса к гранитоидам А-типа. Типоморфным признаком

является очень высокая железистость в сочетании с повышенным отношением К/Na [3]. Они закономерно дополняются данными по содержаниям малых и редких элементов, в том числе, повышенными содержаниями циркония (~103 г/т), ниобия (~102 г/т), иттрия (102-103 г/т) и редких земель ($\Sigma TR \sim 102-103$ г/т), что находит выражение на дискриминационных диаграммах (рис. 1).

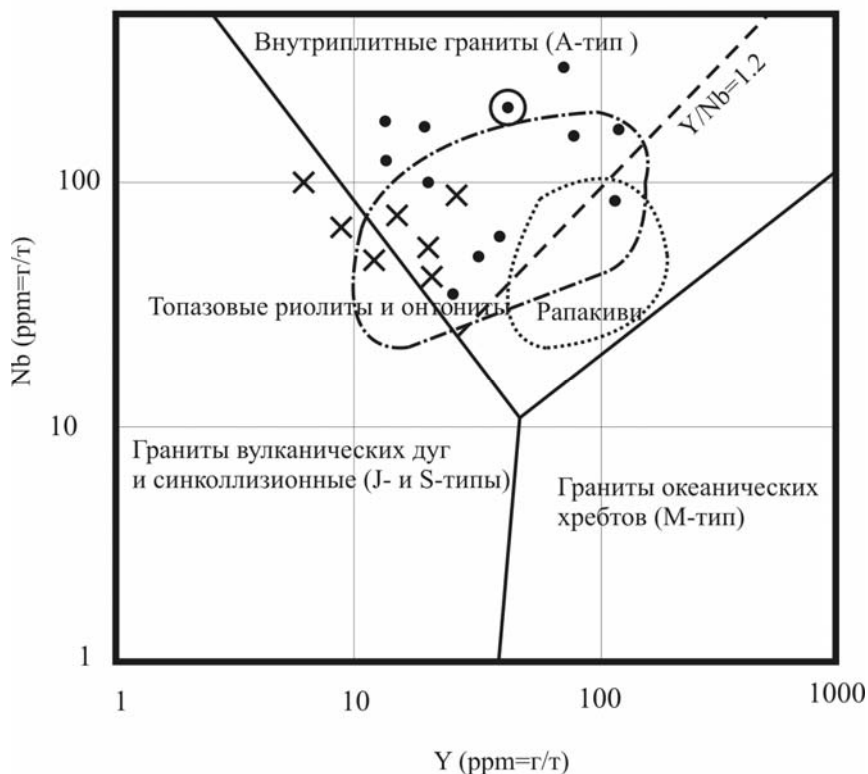


Рис. 1. Положение составов гранитов каменномогильского комплекса на дискриминационной диаграмме Y-Nb [12]. Крестиками обозначены составы биотитовых и двуслюдяных гранитов; кружками – роговообманковых и биотит-роговообманковых гранитов. Линия $Y/Nb=1,2$ [4]. Поле топазовых риолитов, онгонитов и поле гранитов рапакиви по [13].

Анорогенные геодинамические условия формирования комплекса – сопряженность с рифтогенезом в консолидированной к концу палеопротерозоя континентальной коре Приазовского блока Украинского щита [10] – также являются весьма характерными для гранитов А-типа. Среди других характерных гранитоидов А-типа на Украинском щите – граниты рапакиви [11].

По геохимическим характеристикам, породообразующим минералам и, особенно, по ассоциациям аксессуарных минералов среди гранитов комплекса выделяется два типа: первый – литий-фтористые редкометальные биотитовые и двуслюдяные граниты (а также связанные с ними пегматиты и аплиты) и второй – роговообманковые и биотит-роговообманковые иттрий-редкоземельные граниты.

Первый тип был выделен в работах [6-8] на материале по открытым частям массивов Каменные Могилы (восточный блок) и Екатериновского. Вторым представлен в керне скважин из Западного блока Каменных Могил, Екатериновского и Стародубовского массивов, а также в выходах Ново-Янисольского

массива. В работах [6-8] этот тип гранитов комплекса практически не рассматривался. Основные различия между указанными типами гранитов каменномогильского комплекса суммированы в таблице 1.

Таблица 1

Сравнительная характеристика редкоземельных (роговообманковых и амфибол-биотитовых) и редкометальных (биотитовых и двуслюдяных) гранитов каменномогильского комплекса

Характеристики		Редкоземельные	Редкометальные
Породообразующие минералы (средние содержания)	Темноцветные Плагиоклаз Микроклин	Роговая обманка (\pm Биотит) Олигоклаз (15%) КПШ (45 %)	Биотит \pm Мусковит Олигоклаз (25%)+Альбит (7%) КПШ (28%)
Средние содержания главных петрогенных компонентов, вес. %. (n – число проб)		SiO ₂ – 73,2; Al ₂ O ₃ – 13,1; FeO* – 2,05; CaO – 1,05; K ₂ O – 4,65; Na ₂ O/K ₂ O – 0,73 (n = 16)	SiO ₂ – 74, 9; Al ₂ O ₃ – 12,7 FeO* – 1,88; CaO – 0,78 K ₂ O – 5,27; Na ₂ O/K ₂ O – 0,58 (n = 31)
Средние содержания фтора, флюорита и топаза в породе, вес. %		F – 0,22 Топаз – не обнаружено Флюорит – 0,1 (в разностях с биотитом) В чисто амфиболах – не обнаружен	F – 0,56 Топаз – 0,2 Флюорит – 0,4
Средние содержания Y и редких земель (Σ TR), г/т и их минералов-концентраторов, г/т		Σ TR – 700 Y – 280 Yb – 30 La – 140 Ортит, сфен, фергюсонит, чевкинит – присутствуют. Ксенотим – 25 Циркон – 245 Циртолит – 300	Σ TR – 170 Y – 13 Yb – 1 La – 30 Ортит, сфен, фергюсонит, чевкинит – не обнаружены. Ксенотим – 5-10 Циркон – не обн. Циртолит – 155
Средние содержания редких металлов, г/т		Li ₂ O – 30 Rb ₂ O – 290 BeO – 5 Ta – 15 Nb – 60 Колумбит-танталит – не обнаружен	Li₂O – 270 Rb₂O – 950 BeO – 30 Ta – 45 Nb – 290 Колумбит – 13,5

Отличия между типами иногда могут маскироваться на уровне главных петрогенных компонентов, таких, как SiO₂, Al₂O₃, FeO* (суммарное железо в виде FeO). Но становятся очевидными при тщательной разбраковке и диагностике образцов, а также при статистической обработке достаточно больших выборок. Особенно отчетливый характер эти отличия носят при сопоставлении средних содержаний фтора, редких металлов и редких земель в обеих указанных группах гранитов. Так, например, в роговообманковых гранитах и грано-

сиенитах топаза нет, а аксессуарный флюорит если и присутствует, то в виде очень редкой рассеянной вкрапленности. А основными концентраторами фтора в этих породах являются амфибол, биотит, чевкинит, фергусонит, в меньшей степени – флюорит. В протолочках биотит-мусковитовых и мусковитовых гранитов напротив, всегда устанавливается наличие весовых содержаний флюорита и топаза. Это вполне соответствует данным валовых химических анализов: в роговообманковых разностях характерные содержания F в 2-2,5 раза ниже, чем в биотитовых и двуслюдяных.

Выделенные в результате исследований два типа гранитов представляют разные этапы кристаллизационной дифференциации исходного гранитоидного расплава А-типа. Литий-фтористые редкометальные биотитовые и двуслюдяные граниты являются наиболее высокодифференцированными конечными продуктами этого процесса, тогда как роговообманковые иттрий-редкоземельные кристаллизовались на более ранней его стадии. Роговообманковые и биотит-роговообманковые граниты залегают во всех случаях на более глубоких горизонтах массивов, чем биотитовые и биотит-мусковитовые разности; и должны считаться более ранними продуктами кристаллизации расплава, чем последние. На это указывают и их петрографические отличия: смена основного плагиоклаза более кислым, параллельно со сменой роговой обманки биотитом, а затем и мусковитом.

Выполненные предварительные оценки температуры кристаллизации (по распределению Ca между плагиоклазом и расплавом и по распределению Fe/Mg между биотитом или амфиболом и расплавом) дают для роговообманковых и двуслюдяных гранитов соответственно 800–1000°C и 600–800°C, что вполне согласуется с указанной последовательностью.

Степень дифференциации определялась по таким параметрам, как отношение Zr/Hf (уменьшение для более высокодифференцированных); отношение Rb/Ba (+Sr) (увеличение для более высокодифференцированных); увеличение содержаний лития, бериллия, фтора и кремния в слюдах и общее увеличение содержаний F, Ta, Nb, Li, Be, Rb, Sn, W, Mo в валовом составе пород. Содержания этих элементов возрастали в остаточных расплавах в 2 – 5 раз по сравнению с менее дифференцированными. В то же время расплав обеднялся Ca, Ba, Sr, Y, PЗЭ. Максимальные содержания Y и PЗЭ отмечены в амфиболовых разностях.

Судя по однотипной гипсометрической последовательности пород в разных массивах, дифференциация является внутрикамерной. Тренд кристаллизационной дифференциации: граносиениты → амфиболовые граниты → амфибол-биотитовые граниты → биотитовые граниты и лейкограниты → биотит-мусковитовые и мусковитовые лейкограниты с топазом и флюоритом (+ пегматиты) достаточно типичен для плутонов гранитоидов А-типа [14]. Увеличение концентраций редких металлов вплоть до уровня рудных в процессе дифференциации рассматривается в настоящее время как общий механизм генезиса оруденения в редкометальных гранитах [15]. В массивах каменноугольного комплекса формирование рудных концентраций, как редких металлов, так и Y-PЗЭ, продолжается и в постмагматический этап. В особенности это характерно для иттрий-редкоземельного оруденения, связанного с телами апогранитных микроклин-мусковит-альбитовых пород, развившихся по роговообманковым и биотит-роговообманковым гранитам.

Выводы. Выявленные в процессе исследований закономерности распределения в гранитах разных типов Y-P3Э и редких металлов позволяют объяснить как совмещение разных типов минерализации в массивах каменноугольного комплекса, так и различия в металлогенической специализации отдельных массивов. Рудные тела Y-P3Э минерализации в Екатериновском и Стародубовском массивах приурочены к биотит-роговообманковым гранитам и апогранитным породам по ним, залегающим на более глубоких горизонтах.

Редкометальная минерализация в апогранитных породах по литий-фтористым гранитам, грейзенам и пегматитам, напротив, характерна для более высоких горизонтов массивов, таких как восточный блок массива Каменные Могилы. Результаты работы могут быть использованы для оценки перспектив редкоземельного и редкометального оруденения в массивах комплекса.

Список литературы

1. Кузьмин М.И. Геохимия магматических пород фанерозойских подвижных поясов. – Новосибирск: Наука, 1985. – 199 с.
2. Щербак Н.П., Бартницкий Е.Н. Реперные изотопные даты геологических процессов и стратиграфическая схема докембрия Украинского щита // Геохимия и рудообразование. – 1995. – №21. – С. 3-24.
3. Eby G.N. The A-type granitoids: a review of their occurrence and chemical characteristics and speculations on their petrogenesis // Lithos. – 1990, 26. - P. 115-134.
4. Eby G.N. Chemical subdivision of the A-type granitoids: petrogenetic and tectonic implications // Geology. – 1992, 20. - P. 641-644.
5. A geochemical classification for granitic rocks / B.R. Frost, C.G. Barnes, W.J. Collins et al. // Jour. Petrology. – 2001– V. 42, №11. – P. 2033-2048.
6. Петрология, геохимия и рудоносность интрузивных гранитоидов Украинского щита / К.Е. Есипчук, Е.М. Шеремет, О.В. Зинченко и др. – Киев: Наукова думка, 1990. – 236 с.
7. Шеремет Е.М. Происхождение гранитоидов областей тектономагматической активизации запада Восточно-Европейской платформы //Изв. АН СССР: Сер. геол. -1990. -№5. -С. 22-34.
8. Шеремет Е.М. Докембрийские редкометальные граниты Украинского щита в сравнении с редкометальными гранитами мира // Мінералогічний Журнал. – 2005. – Вип. 27, № 3. – С. 50-56.
9. Прогнозирование рудопроявлений редких элементов Украинского щита /Е.М. Шеремет, С.Н. Стрекозов, С.Г. Кривдик и др. – Донецк: „Вебер” (Донецкое отделение), 2007. – 220 с.
10. Кривдик С.Г. Особливості лужного магматизму Українського щита // Мінералогічний Журнал. – 2005. – Вип. 27, № 3. – С. 41 – 49.
11. Геншафт Ю.С., Ляхович В.В. Петрохимия гранитоидов А-типа: рапакиви Украины // Изв. ВУЗов. Сер. геология и разведка. – 1997. – Вып. 3, №2. – С. 40-47.
12. Pearce J., Harris N.B.W., Tindle A.G. Trace Element Discrimination Diagrams for the Tectonic Interpretation of Granitic Rocks // Journal of Petrology. – 1984. – Vol. 25, № 4. – P. 956-983.
13. Christiansen E. H., Ilmari Naapala, Garret L. Hart. Are Cenozoic topaz rhyolites the erupted equivalents of Proterozoic rapakivi granites? Examples from the western United States and Finland // Lithos. – 2007. – V. 97. – P. 219-246.
14. Lukkari S. Magmatic evolution of topaz-bearing granite stocks within the Wiborg rapakivi granite batholith //Publications of the Department of Geology D12. - University of Helsinki, 2007. – P. 29.
15. Костицын Ю.А. Накопление редких элементов в гранитах. Часть 2 // Природа, 2000. – №2. – С. 26-34.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 14.04.09*

ФАКТОРЫ СОВРЕМЕННОГО ОСАДКОНАКОПЛЕНИЯ В ПРЕДЕЛАХ ЛАНДШАФТНЫХ РАЙОНОВ ПОДВОДНЫХ ВОЗВЫШЕННОСТЕЙ – ДНЕСТРОВСКОЙ, БУДАКСКОЙ, ОДЕССКОЙ БАНКИ И ВПАДИН – ДНЕПРОВСКОГО ЖЕЛОБА, ПАЛЕО-САРАТЫ, ПАЛЕО-ДНЕСТРА (СЕВЕРО-ЗАПАДНЫЙ ШЕЛЬФ ЧЕРНОГО МОРЯ)

Рассмотрен гранулометрический состав современных морских донных отложений в пределах северо-западного шельфа Чёрного моря. Выделены и охарактеризованы факторы седиментогенеза. Приведены результаты расчётов степени влияния факторов современного осадконакопления.

Розглянуто гранулометричний склад сучасних морських відкладів в межах північно-західного шельфу Чорного моря. Відокремлено та охарактеризовано чинники седиментогенезу. Наведено результати розрахунків ступеню впливу чинників сучасного осадконакоплення.

Granulometric composition of modern marine sediments is studied within the north-west Black Sea shelf. Sedimentation factors are selected and characterized. Results of calculation of influence level of modern sedimentation process factors are considered.

Вопрос осадконакопления в морских условиях является весьма актуальным в геологии. Современная направленность на поиски нефтяных и газовых месторождений на шельфе северо-западной части Чёрного моря требует повышение достоверности обоснования поисковых критериев и возможных условий их формирования. Этому способствует детальное изучение морских геологических отложений. Донные отложения, формирующиеся в пределах северо-западного шельфа Чёрного моря, образуются в результате физических, химических и биологических процессов под воздействием ряда природных факторов.

Размеры и состав частиц отложений являются результатом совместного действия таких процессов как береговая и донная абразия, вынос терригенного материала реками, хемогенные и гидродинамические процессы, которые развиваются в море, биологическое поглощение и переотложение осадочного материала. Все эти процессы реализуются одновременно на одной и той же территории. Конечным результатом их взаимодействия и взаимовлияния являются донные отложения [1, 2, 3, 4].

Повышение эффективности изучения объектов современного осадконакопления возможно за счёт их детального геологического изучения, с применением современных ГИС-технологий и методик геологического анализа и моделирования.

Цель настоящей работы: определение степени влияния факторов осадконакопления, основываясь на результатах изучения гранулометрического состава современных донных отложений. *Задачи*:

1. Выделить основные факторы осадкообразования в пределах северо-западного шельфа Чёрного моря.
2. Создать репрезентативные выборки данных на основе ландшафтного районирования для статистической обработки геологической информации.

3. Оценить степень влияния основных осадкообразующих факторов.

Научная новизна: впервые удалось получить новые данные о ходе осадочного процесса, начиная от прибрежной зоны (устья реки) до морских донных осадков при изучении их гранулометрического состава для дисперсной системы водоёма. Впервые применён системный подход к исследованию процессов распределения и свойств гранулометрических фракций (псаммитовой – 1,0-0,1 мм), алевритовой – 0,1-0,01 мм и пелитовой – 0,01-0,001 мм) для шельфа Чёрного моря (наименования и градации гранулометрических фракций осадков по Л.Б. Рухину).

Повышение эффективности изучения процессов седиментогенеза возможно благодаря применению методик генетического анализа и статистических методов исследования. Соотношение гранулометрических фракций в осадках или “гранулометрический профиль” содержит генетическую информацию [2]. На основе генетического подхода изучения гранулометрического состава донных отложений с применением статистических методов исследования авторами рассматривается возможность характеристики степени влияния факторов осадконакопления.

В пределах северо-западного шельфа Чёрного моря выделяются четыре основных фактора осадконакопления:

биогенный – реализуется максимально интенсивно в интервале глубин 5-20 м и представлен раковинным материалом в донных отложениях на обширных площадях;

терригенный – результатом действия фактора является формирование песков (представленных веществом, созданным в результате разрушения берегов, а также твёрдым материалом выноса рек) на крупных полях как следствие размыва аллювиальных отложений, а также поля илов в приглубых районах относительно близких к берегу – как результат береговой абразии лессовых пород и выноса тонкодисперсного материала реками;

хемогенный – реализация на шельфе этого фактора осадконакопления проявляется наиболее ярко в местах впадения рек в море, а также в областях активного формирования аутигенных минералов, слагающих основную часть пелитовой фракции в глубоководной части шельфа;

гидродинамический – оказывающий наибольшее воздействие до глубин 30 м. Результатом воздействия этого фактора является перераспределение терригенного материала, которое происходит за счёт собственной деятельности моря – волнений и различных видов течений.

Гранулометрический состав осадка является результатом воздействия перечисленных факторов, причём каждый из источников осадочного материала характеризуется определённым гранулометрическим спектром.

Наиболее распространённым типом голоценовых донных отложений являются ракушники. На возвышенностях осадки представлены раковинными песками, а в депрессиях – илистыми ракушниками и раковинными илами. Широкое распространение раковинного материала по площади шельфа существенно сглаживает истинную картину терригенной седиментации.

Выборка данных гранулометрического состава сформирована на основе ландшафтного районирования О.Е. Фесюнова. Гранулометрический состав донных отложений рассмотрен нами в пределах выделенных ландшафтных районов: подводные возвышенности – Одесская банка, Днестровская и Будацкая возвышенности; впадины – Днепровский желоб, палео-Сарата, палео-Днестр (рис. 1).

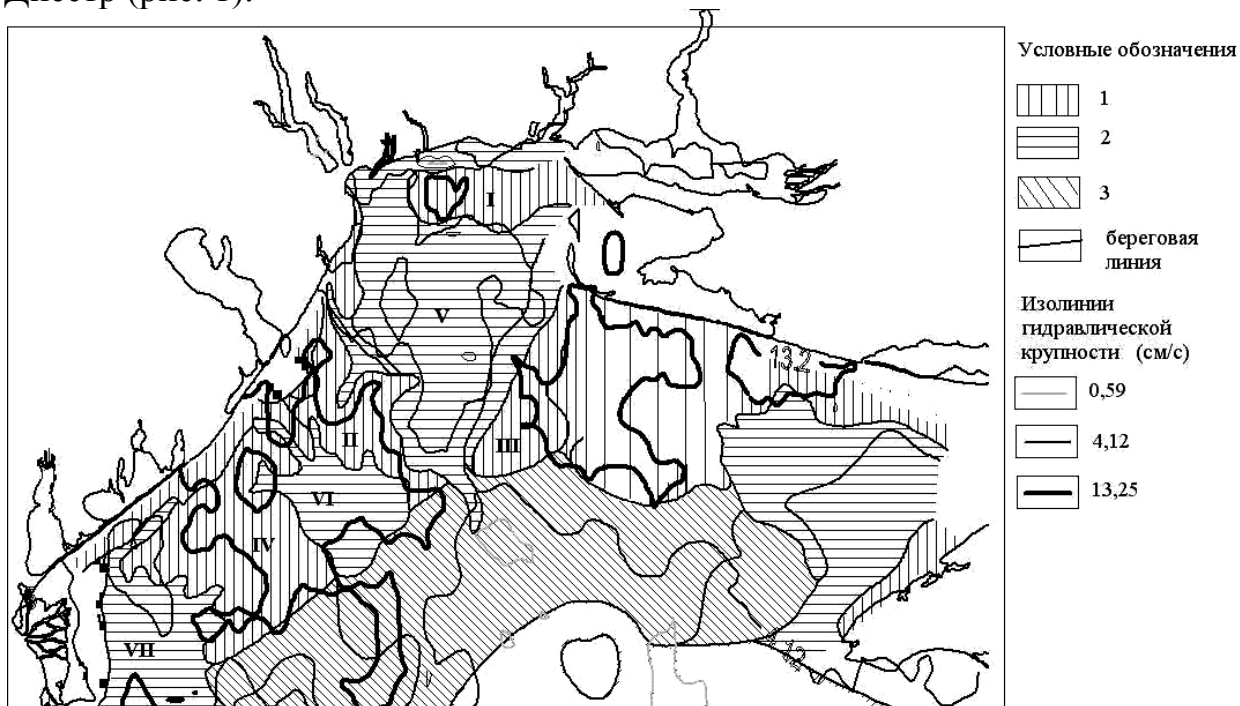


Рис. 1. Схема гидравлической крупности, совмещенная со схемой ландшафтных районов северо-западного шельфа Черного моря: 1 – возвышенности; 2 – впадины; 3 – район илистых ракушников внешнего уступа. I – Одесская банка; II – Днестровская возвышенность; III – Западно-Тендровская возвышенность; IV – Будацкая возвышенность; V – Днепровский желоб; VI – палео-Днестр; VII – палео-Сарата

Проведенный статистический анализ позволил определить влияние основных факторов на формирование отложений. Гистограммы среднего содержания гранулометрических фракций в пределах ландшафтных районов подводных возвышенностей двухвершинные. Максимумы приходятся на псефитовую (20 - 5 мм) и псаммитовую (0,5 - 0,1 мм) размерности. Согласно вещественному составу отложений, полученные гистограммы указывают на ведущую роль в осадкообразовании двух факторов – биогенного и терригенного.

Гистограмма, характеризующая частоту встречаемости песчаной фракции в осадках Одесской банки, также двухвершинная (рис. 2). Первый максимум на гистограмме указывает на то, что чаще встречаются небольшие содержания частиц песчаной размерности (20-40%), которые можно отнести к примесям в ракушниках. Второй максимум содержания песка приходится на 50-60%.

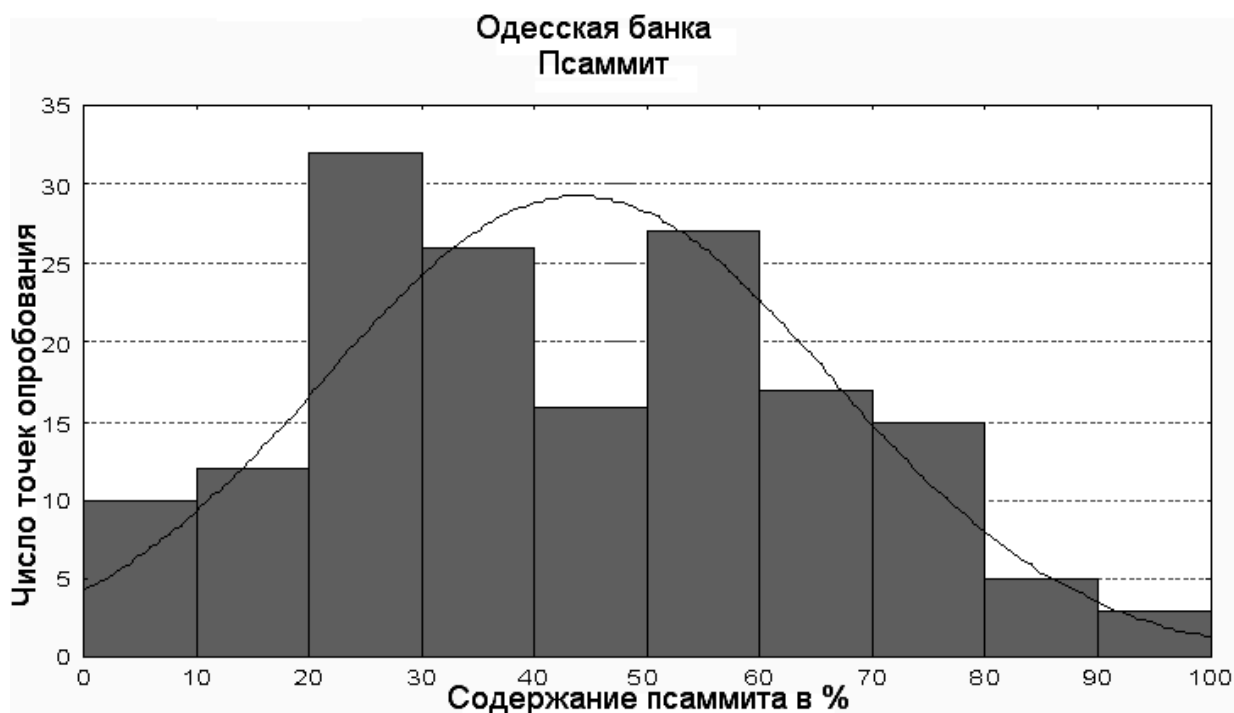


Рис. 2. Гистограмма содержания псаммитовой фракции в отложениях Одесской банки

Гистограмма позволяет сделать вывод о том, что в большинстве точек опробования песчаная фракция содержится в виде примесей (20-40%). Так же широко распространены поля песчаных отложений, с содержанием песка 50-60%.

Гистограммы среднего содержания гранулометрических фракций во впадинах на шельфе показывают, что преобладающими в пределах Днепровского желоба являются алевритовая и пелитовая размерность донных осадков. В пределах ландшафтного района палео-Сараты помимо алевритовых пелитовых частиц, отмечается присутствие псефитовой и песчаной размерностей, что указывает на проявлении нескольких факторов осадкообразования. Тонкозернистые отложения (алевритовые и глинистые илы) образуются здесь благодаря терригенному стоку р. Дунай. Осадки, связанные с речным выносом в этом районе залегают на глубинах 18-20 м. Накопление осадков псефитовой размерности связано с биогенной составляющей. Присутствие песчаной фракции, по видимому, объясняется влиянием гидродинамических факторов седиментогенеза. Под воздействием течений здесь выносятся более мелкие частицы и на этом участке остаются мелкозернистые пески. Широкое распространение раковинного материала на этом участке свидетельствует о значительном влиянии биогенного фактора.

Донные отложения в пределах ландшафтного района палео-Днестра, представлены более грубозернистыми осадками, что является не характерным для участков палеодолин. Более грубозернистый состав отложений на этом участке дна, видимо, связан с тем, что источником питания донных отложений здесь являются средне- и крупнозернистые пески аллювиальных образований палео-Днестра.

Используемый статистический метод исследования заключается в расчёте вероятности нахождения определенной фракции осадка на дне водоема. Расчёт вероятности выполнялся для песчаной фракции осадка.

Уравнение для нормального распределения (1) связывает значения x и y , где y представляет собой высоту кривой, соответствующую заданному значению x . Однако данная форма не может быть применена непосредственно для расчёта вероятности, так как частоту (или вероятность), представляет собой только площадь под кривой распределения [5]. Для расчёта вероятности использовалась особая форма нормального распределения, которая получается путём преобразования данных в исходных единицах в стандартные единицы (1).

$$Y = \frac{1}{e\sqrt{(2\pi)}} \exp\left\{-\frac{1}{2}\left(\frac{X-\mu}{S}\right)^2\right\} \quad (1)$$

где μ – математическое ожидание (среднее значение случайной величины), S – стандартное отклонение.

По этой формуле любое нормальное распределение данных может быть преобразовано в стандартную форму с нулевой средней и единичным стандартным отклонением. С помощью такой формы нормального распределения возможен расчёт относительной частоты или вероятности с которой могут быть достигнуты заданные значения x . Изучение графиков распределения данных содержания гранулометрических фракций показало, что содержание псаммитовой размерности донных отложений в пределах ландшафтных районов Одесской банки, Днестровской и Будаковской возвышенностей аппроксимируется стандартным нормальным распределением.

Аппроксимация представляет собой математический метод, посредством которого возможно изучение количественных характеристик и качественных свойств объекта.

$$Z = \frac{X_i - \bar{X}}{S}, \quad (2)$$

где Z – стандартная единица или Z -значение, X_i – значения переменной, \bar{X} – среднее, S – стандартное отклонение.

Площадь под кривой распределения представляет собой полную частоту. Полная частота составляет в сумме 1 (как и полная вероятность), и площадь ограниченная стандартной нормальной кривой равна 1. Так как площадь под кривой нормального распределения является выражением вероятности обнаружения заданной переменной, изучение распределения данных о содержании фракции в осадке позволяет рассчитать частоту или вероятность, с которой может быть встречено содержание фракции осадка. В зависимости от величины среднего значения и стандартного отклонения выборки будет изменяться Z -значение и, следовательно, площадь под кривой нормального распределения. В данном случае рассчитывалась вероятность обнаружения в осадке песчаной фракции, содержание которой было бы более 50%. Применяемая методика подробно описана в литературе [3].

Вероятность нахождения песчаных осадков (содержание частиц псаммитовой размерности 50% и более) в пределах ландшафтного района Одесской банки составляет 39%, Днестровской возвышенности – 28% и Будацкой возвышенности (содержание частиц псаммитовой размерности 40% и более) – 14%.

Полученные результаты соответствуют реальному соотношению литологических типов современных донных отложений. Наиболее широко в пределах шельфа распространены ракушники, для которых вероятность нахождения на дне в пределах рассматриваемых ландшафтных районов всегда более 50%.

В пределах Днепровского желоба вероятность или частота встречаемости осадков алевритовой и пелитовой размерности (содержание частиц 70% и более) составляет 48%. В пределах Днепровского желоба широко распространены мелкоалевритовые (0,05-0,01 мм) и среднепелитовые (0,005 мм) отложения, что подтверждает полученную величину вероятности. В пределах ландшафтного района палео-Сараты (содержание алевритовых и пелитовых частиц 40% и более) составляет 12%. Меньшая величина вероятности в пределах палео-Сараты по сравнению с Днепровским желобом объясняется широким распространением крупнообломочных осадков (гравийная и песчаная размерности), в пределах палео-Сараты.

Вещественный состав донных отложений содержит информацию об источниках поступления осадков. В пределах шельфа, отложения имеющие размерность зёрен более 1 мм, как правило, представлены биогенным материалом (ракуша, раковинный детрит). Доминирующим фактором осадконакопления на шельфе является биогенный, что подтверждается результатами статистических расчетов.

На основе данных гранулометрического анализа построена карта гидравлической крупности (см. рис. 1).

Гидравлическая крупность несферических частиц (W) рассчитывалась для трёх фракций осадка – псаммитовой, алевритовой и пелитовой по формуле (3), и приведена в табл. 1.

$$W = \sqrt{\frac{4\rho_0gd}{3C_cK_\phi}}, \quad (3)$$

где ρ_0 – относительная плотность, g – ускорение силы тяжести, d – средний размер частиц осадка или минерала, C_c – коэффициент сопротивления частицы осадка, зависящий от характеристик частиц жидкости, K_ϕ – коэффициент формы частиц.

Таблица 1

Гидравлическая крупность фракций осадка и минералов

	W (см/с)
Псаммит	13,25
Алеврит	4,1
Пелит	0,59

Значения плотности для каждой из фракций осадка были указаны в зависимости от преобладающего компонента. Для песчаных осадков это кварц, для алевритовой и пелитовой фракций это плотности преобладающих в данном районе глинистых минералов – гидрослюда и монтмориллонит. В расчётах, коэффициент сопротивления частицы осадка (C_c) принимался равным 0,5 с учётом турбулентного режима осаждения частиц осадка. Относительная плотность p_0 рассчитывается по формуле (4), коэффициент формы частицы (K_ϕ) по формуле (4), средний размер частиц по формуле (5) [5].

$$p_0 = \frac{(p_T - p_b)}{p_b}, \quad (4)$$

где p_T – плотность наносов, зависящая от минералогического состава, p_b – плотность воды.

$$K_\phi = \left(\frac{d^2}{bc} \right)^{4/5}, \quad (5)$$

где d – средний размер частицы, b и c – средний и наименьший линейные размеры частиц.

$$d = \sqrt[3]{abc}, \quad (6)$$

где a , b и c – наибольший, средний и наименьший линейные размеры частиц соответственно.

Так как биогенный материал сглаживает истинную картину распределения донных отложений, расчёты гидравлической крупности выполнялись без учёта псифитовой размерности осадка. К раковинному материалу были отнесены частицы, размер которых больше 1 мм. На карте (см. рис. 1) выделяются участки с разной степенью гидродинамической активности. Места, на которых отмечены значения гидравлической крупности от 4,1 до 0,59, благоприятны для накопления мелкозернистого осадочного материала (понижения в рельефе); там, где значения выше – происходит накопление более крупнозернистого осадка (подводные возвышенности). Обращает на себя внимание район илистых ракушников внешнего уступа. Гидравлическая крупность на этом участке дна соответствует алевритовой и пелитовой размерности частиц осадка. Широкое распространение раковинного детрита, здесь связано с соответствием гидравлической крупности обломков створок моллюсков с гидравлической крупностью алевритовых и пелитовых частиц. Такое соответствие возникает из-за уплощённой формы створок раковин, которые ведут себя в водной среде как мелкозернистые осадки.

Выводы:

1. Биогенный фактор является доминирующим фактором осадконакопления в пределах северо-западного шельфа Чёрного моря. Вероятность нахождения компонентов осадка биогенного происхождения составляет более 50%.

2. Характерной чертой седиментогенеза в пределах северо-западного шельфа Черного моря является сглаживание циркумконтинентальной зональности гранулометрического состава осадков биогенным осадконакоплением.

3. Гидродинамический фактор играет важную роль в распределении осадков по крупности. Расчет гидравлической крупности донных осадков шельфа

позволил построить карту, отражающую гидродинамические обстановки осадконакопления на шельфе.

4. Особенностью ландшафтного района Днепровского желоба, где отмечается широкое распространение частиц алевритовой и пелитовой размерностей, накопление которых здесь связано с твёрдым стоком р. Днепр, является ведущая роль терригенного фактора.

Список литературы

1. Крамбейн У., Кауфмен М., Мак-Кеммон Р. Модели геологических процессов. – М.: Мир, 1969. – 150 с.
2. Страхов Н.М. Избранные труды. Осадкообразование в современных водоемах. 1993 – 396 с.
3. Колкот Э. Проверка значимости. – М., «Статистика», 1978. – 128 с.
4. Митропольский А.Ю., Ольштынский С.П., Усенко В.П. Некоторые особенности вещественного состава донных осадков восточной и западной частей Черного моря. – Киев, 1975. – Ч. 1. – 69 с.
5. Динамика русловых потоков и литодинамика прибрежной зоны моря. - М.: «Наука», 1994. – 303с.

*Рекомендовано до публікації д. г.-м.н. Доброгорським М.О.
Надійшла до редакції 08.04.09*

УДК 504.064.36:551.131

© О.І. Мамедов, В.Є. Труш

СТАН ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА КРЕМЕНЧУЦЬКОГО РАЙОНУ ТА ЧИННИКИ, ЯКІ ВПЛИВАЮТЬ НА ЙОГО ВЛАСТИВОСТІ

Рассмотрено состояние геологической среды Кременчугского региона. Приведены геологические и экологические факторы и их влияние на окружающую природную среду.

Розглянуто стан геологічного середовища Кременчужського району. Наведені геологічні та екологічні чинники та їх вплив на навколишнє природне середовище.

The condition of geologic medium of the Kremenchug region is considered. Are resulted geologic and ecological factors and their influence on an environment.

Областю геологічної діяльності людини є геологічне середовище, під яким визначається реальний фізичний простір, що об'єднує верхню частину земної кори (літосфери) та частково взаємодіючі з нею зовнішні геосфери Землі (атмосферу, гідросферу, біосферу). Геологічне середовище формується внаслідок складної взаємодії цих геосфер, що проявляються геологічними процесами та впливу на них численних ендогенних і екзогенних факторів.

В першому наближенні під «геологічним середовищем» враховувалась частина земної кори, яка підлягала інженерно-геологічним дослідженням. За верхню межу геологічного середовища приймалася поверхня рельєфу, а нижня визначалася глибиною проникнення діяльності людини в земну кору (літосферу).

Враховуючи зазначене, Є.М. Сергеев, на якого посилаються автори [1], визначив геологічне середовище як багатокomпонентну природну систему, складену з гірським порід, газів, підземних вод і мікроорганізмів, що в них проживають. Згідно з його уявленнями потужність геологічного середовища контролюється виробничою діяльністю людини. Тобто з цього можна зробити висновок, що зміна потужності геологічного середовища знаходиться під прямим впливом техногенних факторів.

За визначенням О.М. Адаменка і Г.І. Рудька [2] «Геологічне середовище – це верхня частина літосфери (земної кори), що знаходиться під прямим або опосередкованим впливом техногенної діяльності і виражена природними, техно-природними або техногенними енергетичними полями, що проявляються геологічними процесами».

Таким чином, геологічне середовище – це не просто геологічна система, обмежена зверху поверхнею рельєфу земної кори, а знизу кривою, яка показує максимальні глибини проникнення діяльності людини в земну кору, а це більш складна система, яка включає всю гідросферу, атмосферу і біосферу, оскільки останні керують геологічними процесами [3].

З цього ми можемо зробити висновок, що потужність геологічного середовища змінюється як в просторі, так і в часі, це і є першою з основних його властивостей, тобто геологічне середовище – *мінливе*.

Друга його властивість випливає з першої – це *неоднорідність геологічного середовища*, що визначається не тільки через різноманіття складу гірських порід і породних комплексів, але й через їхні фізичні, хімічні, фізико-механічні властивості і через ступінь ураженості техногенезом.

Неоднорідність обумовлює таку властивість геологічного середовища, як *анізотропія*. Вона простежується на всіх рівнях організації геологічного середовища у вигляді структурних ярусів, фаціальних заміщень, показників фізико-механічних властивостей, геохімічної зональності тощо.

Проте незважаючи на мінливість, неоднорідність, анізотропію геологічного середовища фундаментальною його властивістю є *організованість*, яка виражена через структуровану будову організації природної речовини – елементарні частинки → атоми і молекули → хімічні елементи → мінерали → гірські породи → формації → структурно-формаційні комплекси → земна кора та інші геосфери → Земля. Саме це і визначає єдність геологічного середовища і його складових.

Моніторинг геологічного середовища, або літомоніторинг – одна з найважливіших складових загального моніторингу навколишнього середовища [4]. Формування єдиної системи літомоніторингу України продовжується, програма його доповнюється і вдосконалюється. Не останню роль в літомоніторингу повинні відіграти спостереження за геолого-екологічним станом навколишнього природного середовища, як методом контролю якості довкілля на основі узагальнення та аналізу інформації про стан гео-екологічної системи.

Основними завданнями моніторингу досліджуваної території є:

– проведення регулярних і вибіркового спостережень за станом геологічного середовища та джерелами його забруднення, а саме: підземних вод, ґрунтів,

атмосфери, екзогенних і ендегенних геологічних процесів, джерел техногенного впливу на геологічне середовище;

– збір, узагальнення і аналіз показників геолого-екологічного стану середовища, а також прогнозування його змін внаслідок техногенної діяльності;

– розробка рекомендацій щодо планування і здійснення природоохоронних заходів для покращення екологічних умов і довкілля загалом.

Виходячи з цього метою даної роботи є проведення аналізу складових геологічного середовища, їх взаємозв'язок та вплив на геолого-екологічний стан Кременчуцького району.

Для досягнення поставленої мети були вирішені наступні завдання, а саме: розглянути характеристики геологічної і тектонічної будови Кременчуцького району, – та їх вплив на гео-екологічний стан досліджуваної території з використанням картографічного матеріалу.

Видобуток та переробка корисних копалин, промислова діяльність, будівельні роботи тощо, не тільки призводять до зміни фізико-хімічного стану верхньої частини літосфери (земної кори), але й суттєво впливають на природний перебіг ендегенних і екзогенних процесів природного середовища [5]. В зв'язку з цим, нам необхідно знати шляхом яких заходів можна мінімізувати інтенсивність впливу діяльності людини на природний хід ендегенних і екзогенних процесів і як налагодити узгодженість між техногенними процесами і природними явищами без катастрофічних наслідків.

Кременчуцький район, який розташований в основному на лівому і частково на правому берегах р. Дніпро, включає три діючі гранітні кар'єри – Піщанський, Мало-Кохнівський і Крюківський, на яких щорічно добувається і переробляється біля 2,0-2,5 млн. м³ гірничої маси на щебенеvu продукцію.

В геологічній будові Кременчуцького району беруть участь архейські породи кристалічного фундаменту, їх кора вивітрювання та осадові породи кайнозойського чохла. Досліджувана територія розташована на західному схилі Дніпровсько-Донецької западини. Перехід Дніпровсько-Донецької западини у відкрити частину Українського щита (зона зчленування) є особливістю геологічної будови Кременчуцького району, що фіксується численними виходами кристалічних порід на денну поверхню на обох берегах річки Дніпро. Скельні виходи в основному представлені біотит-плагіоклазовими середньозернистими смугастими мігматитами та ультраметаморфічними плагіогранітами з численними реліктовими тілами амфіболітів і біотит-амфіболових гнейсів та кристалічних сланців аульської серії.

Амфіболіти являють собою розсланцьовані породи з характерною гранонематобластова структурою. Складені вони із рогової обманки (45 %), плагіоклазу (25–40 %), біотиту (0–20 %), кварцу (до 5 %). В незначній кількості присутні ільменіт, магнетит, апатит. Під мікроскопом для амфіболітів характерна гранонематобластова структура.

Біотит-амфіболові гнейси зеленувато-темносірого забарвлення, масивної будови з помітно вираженою сланцюватістю, складені із рогової обманки, біотиту, плагіоклазу, кварцу. Структура лепідогранобластова і лепідонематогранобластова.

Амфібол представлений роговою обманкою (від 20 до 40 %) і присутній у вигляді видовжених таблитчастих призматичних і стовбчастих зерен, в основному орієнтованих в одному напрямку.

Біотит (10–20 %) розташований видовженими табличками і стрічками довшиною до 1,5 мм.

Плагіоклаз присутній у вигляді широкотаблитчастих і видовжених зерен розміром 0,3–0,5 мм і до 0,6–0,8 мм у поперечнику.

Поблизу контактів із плагіогранітами вміст амфіболу у породі зменшується до 3–5 %, біотит присутній в декілька більшій кількості (до 10 %) і порода поступово переходить в амфіболо-біотитовий гнейс.

Плагіограніти і мігматити розвинуті в центральній і східній частині території дослідження і складають ядра антиклінальних піднять: Омельницького, Чикалівського, Онуфрієвського і Кохнівського, в межах яких розташовані Піщанське, Мало-Кохнівське, Крюківське родовища гранітів, які являються головними корисними копалинами Кременчуцького району і інтенсивно розробляються на будівельні матеріали (бут, щебінь, гранвідсів, тощо).

Кора вивітрювання кристалічних порід на більшій частині району майже відсутня і розвинута лише на окремих ізольованих ділянках, заповнюючи понижені частини древнього рельєфу.

Палеогеновий осадовий комплекс представлений в основному відкладеннями київської та харківської світи.

Породи київської світи розвинуті повсюдно за винятком тих ділянок, де кристалічний фундамент розташовується на підвищених гіпсометричних рівнях. В складі світи виділяються дві підсвіти: нижня і верхня, які представлені осадами двох фацій – мілкого і глибокого моря відповідно. В розрізі відкладень мілкого моря переважають глауконітові глини темно-зеленого кольору з лінзами кварцового піску. В зоні глибокого моря проходило накопичення мергелів. Вони блакитно-сірого кольору, слюдисті в верхній частині, нижче – однорідні. В самій нижній частині верстви спостерігається домішка піску, і мергель переходить в мергелистий пісок (місцями з галькою), який є базальним шаром київської світи. Загальна потужність нижньокиївської підсвіти – від 2,4 до 20,0 м. Верхня підсвіта має розвиток в межах мергельної товщі і представлена одноманітним шаром аргіліту темно-зеленого кольору, кварц-глауконітового, потужністю від 1,0 до 15,0 м.

Утворення харківської світи мають широке площинне розповсюдження і залягають на породах київської, рідше на кристалічних породах та їх корі вивітрювання. Світа представлена відкладами шельфової фації: пісками, пісковиками з прошарками глин, алевритами з прошарками пісковиків. Пісковики і алеврити від сірувато-зеленого до темно-зеленого кольору, кварц-глауконітові, нерівномірно глинисті. В підшві світи простежується базальний шар потужністю до 0,8 м. Загальна потужність світи – 28,0 м.

Четвертинні відклади покривають суцільним чохлам усі більш древні утворення і відсутні тільки на ділянках скельних виходів кристалічних порід. Генетично вони представлені алювіальними, делювіальними, еоловими, воднольодовиковими і озерно-болотними утвореннями. В розрізі переважають піски

різнозернисті і суглинки палево-жовтого кольору. Загальна потужність четвертинних відкладень сягає від 2,0 до 30,0 м.

З огляду на тектонічне районування, територія Кременчуцького району відноситься до Західно-Інгулецької парагеосинклінальної зони, кристалічний фундамент якої представляє собою поєднання антиклінальних і синклінальних структур з зануренням шарнірів на південь.

Антиклінальні структури на площі території дослідження представлені Кіндрівською, Онуфрієвською та Кохнівською антикліналями в ядрі яких залягають архейські плагіогранітоїди. Серед синклінальних структур досліджуваного району виділені Недогарівська та Піщанська синклінали в будові яких беруть участь мігматити і породи аульської серії.

Характерною особливістю структур архейських утворень є їх витриманість і підпорядкованість північно-східним напрямам, а також стикання з багаточисельними насувними порушеннями, які проходять переважно у тому ж самому напрямі.

У тектонічному відношенні досліджувана територія приурочена до потужної зони Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому, який через мережу розломів підпорядкованого значення (Онуфрієвський, Кохнівський, Піщанський), створює зону підвищеної тріщинуватості. Тобто тут природні тектонічні процеси зумовили суттєві порушення в монолітності масивів архейських порід, утворивши густу мережу розломів, зон підвищеної тріщинуватості, подрібненості порід тощо. Завдяки розломній тектоніці архейські породи, які є своєрідним «фундаментом» для інфраструктури м. Кременчука, розбиті на низку рівновеликих (від 10-20 до 25 – 40 км²) блоків, відокремлених один від зоною відкритої тріщинуватості, що позбавляє їх жорсткого зчеплення та суттєво знижує сейсмостійкість в районі дослідження.

Архейські блоки перекриті малопотужним чохлам осадових порід кайнозою, субгоризонтальне залягання яких на кристалічних породах докембрію «замасковує» зони розломів останніх. Проте розробка родовищ із залученням вибухових і вібро-відбійних технологій призводить до поновлення природної тріщинуватості й формування техногенної. Таким чином, сьогодні масиви гірських порід, на яких споруджені промислові та житлові комплекси міста – це у високому ступені розущільнені в фізико-механічному відношенні ділянки верхньої частини земної кори (літосфери).

При цьому необхідно зазначити, що зони техногенної тріщинуватості наявні також і в осадовому чохлі. Як наслідок, суттєво знижується ступінь сейсмостійкості та створюються потенційні передумови виникнення вертикальних і горизонтальних переміщень окремих блоків. Причиною останнього явища може бути додаткове надмірне техногенне навантаження на блоки та зони тріщинуватості, зумовлене спорудженням промислових комплексів.

У регіоні практично не вивчено вплив вертикальних та горизонтальних переміщень окремих блоків гірських порід, спричинених техногенним навантаженням на їх поверхню. Більшість таких блоків пересікаються автомобільними дорогами, залізничними коліями, а такі рухи спричиняють деформацію автомобільного полотна, залізничних колій, що є передумовою виникнення катастроф,

тощо. Безумовно, що в даному випадку не слід забувати і про просідання житлових та промислових споруд, як наслідок цього процесу.

Розробка родовищ відкритим способом супроводжується також розкриттям водоносних горизонтів і створенням депресивних воронок, що призводить до суттєвого порушення гідродинамічного режиму підземних вод і як наслідок – проблема виникнення підтоплення та заболочення окремих ділянок території Кременчуцького району. Підняття рівня підземних вод у зв'язку з підтопленням та їх проникненням по зонах техногенної тріщинуватості, в підстилаючі водоносний горизонт породи, призводить до розвитку карстових процесів, що зумовлює просідання поверхні та сприяє формуванню провалів та осувів, що також характеризує ступінь ураженості геологічного середовища антропогенними процесами.

Являючись центром урбанізації регіону, місто проявляє значний вплив: на атмосферу – за рахунок викидів забруднюючих речовин; на поверхневі води – за рахунок скидів неочищених дощових вод; на підземні води – за рахунок втрат з комунікацій та інфільтрації забруднень крізь зону аерації; на склад ґрунтів за рахунок накопичення побутових і промислових відходів видобувної та переробної галузей виробництва.

Валовий обсяг викидів забруднюючих речовин по м. Кременчуку в атмосферне повітря є найбільшим серед населених пунктів Полтавської області. Зокрема, в 2007 році викиди забруднюючих речовин від стаціонарних джерел по області становили 86,42 тис. тонн, по місту Кременчуку склали 36,53 тис. тонн, що становить 42% загальнообласних. За 2004-2006 роки збільшилися шкідливі викиди в атмосферне повітря, як за рахунок зростання обсягів виробництва на підприємствах Кременчуцького району, так і збільшення кількості наявного автомобільного транспорту в місті. Внаслідок цього на 29 % зросла щільність викидів забруднень у розрахунку на квадратний кілометр території і становить 395,3 тонни.

Найбільше в атмосферне повітря міста виділяються такі забруднюючі речовини, як Карбон оксид, вуглеводні, Нітроген оксиди, Сульфур діоксид, леткі органічні сполуки та інші.

Оцінка стану атмосферного повітря, як складової геологічного середовища, проводиться цілодобово на 4-х стаціонарних постах Кременчуцького регіону. Спостереження ведеться за концентраціями основних, характерних для підприємств регіону, забруднюючих речовин. В 2006 році в атмосферному повітрі Кременчуцького регіону спостерігався підвищений середній вміст пилу (1,2 ГДК), бензену (1,3 ГДК), метаналу (1,6 ГДК) та бенз(а)пірену (1,2 ГДК).

Поверхневі водні об'єкти Кременчуцького регіону представлені Дніпродзержинським водосховищем, річками Сухий Кагамлик, Крива Руда, Сухий Омельник та мережею дренажних каналів. Підземні води залягають у четвертинних водоносних горизонтах кайнозою.

За даними спостережень, стан забруднення поверхневих водних об'єктів оцінюється як помірний. Основний внесок і забрудненість роблять скиди неочищених дощових вод з території міста та відвалів гірських порід, діючих гранітних кар'єрів. Також значну роль відіграє відсутність процесів самоочищення

з причини порушення природного гідрологічного режиму. Загальний скид стічних вод по місту знаходиться в межах 42-46 млн.м³.

Забруднення підземних вод спостерігається практично майже по всьому Кременчуцькому регіону. Найбільші джерела забруднення – проммайданчики підприємств, відвали гранітних кар'єрів та міське звалище.

Окремо необхідно виділити і складну ситуацію, яка склалася із охороною водних ресурсів. Конструктивно застарілі очисні споруди не в змозі забезпечити очистку скидових вод до прийнятих нормативів, а ряд проведених епізодичних досліджень якісного стану підземних вод на території Кременчуцького регіону показав перевищення ГДК по нафтопродуктах, фенолу, Кадмію, Меркурію і інших речовинах.

Навіть з наведеної вище самої загальної характеристики чинників геолого-екологічного стану випливає, що Кременчуцький гірничодобувний регіон є потенційною зоною екологічного ризику та виникнення і розвитку можливих надзвичайних ситуацій природно-техногенного характеру. В зв'язку з цим, прийняття заходів скерованих на їх уникнення повинно бути основною задачею відповідних служб регіону. Перший крок на шляху запобігання виникнення надзвичайних ситуацій це створення *регіональної системи моніторингу геологічного середовища* чільне місце в структурі якої повинно належати маркшейдерсько-геодезичним спостереженням. Необхідно створити пункти опорної маркшейдерсько-геодезичної мережі, які б слугували основою для спостережень за розвитком вертикальних і горизонтальних переміщень окремих блоків гірських порід. Проте пункти, які були створені ще на початку освоєння гірничодобувних регіонів сьогодні фізично і морально застаріли. Більшість з них потрапили в зони впливу гірничих робіт і, як наслідок, змінили своє положення, а частина їх взагалі ліквідована. Разом з тим слід зазначити, що традиційні маркшейдерсько-геодезичні методи в основі яких лежать теодолітні та нівелірні спостереження сьогодні не забезпечують необхідної точності, а головне оперативності, при проведенні спостережень які б дозволили передбачити розвиток осувів або провалів. Такі явища проявляються раптово, але динаміка їх формування поступова, в даному випадку важливим моментом при їх попередженні є момент фіксації початкової стадії зміщення мас гірських порід, величини яких складають мікрони. В зв'язку з цим виникає нагальна необхідність у пошуках принципово нових методів і засобів маркшейдерсько-геодезичного контролю за станом земної поверхні та штучних споруд з метою попередження та запобігання виникнення надзвичайних ситуацій пов'язаних зі зміщенням масивів гірських порід. Формування техногенної тріщинуватості сприяє виникнення нових зон підвищеної проникності, що, в свою чергу, є запорукою утворення техногенних водоносних горизонтів, а також суттєвих змін в природній гідродинамічній системі. Це спонукає до ретельного контролю за поведінкою гідродинамічних режимів природних і техногенних водоносних горизонтів, як основних чинників активізації карстових явищ і осувів. Не слід нехтувати також контролем за змінами хімічного стану ґрунтів, що є запорукою виявлення в них техногенних геохімічних аномалій, причиною формування яких зазвичай в регіоні є розвіювання незакріплених відвалів, а також пилоподібні продукти, які утворюються

при проведенні вибухових робіт, як невід’ємної складової технологічного процесу видобутку залізних руд відкритим способом.

Висновки. Таким чином, наведена вище загальна характеристика геолого-екологічного стану сучасної території Кременчуцького гірничодобувного регіону дозволяє зробити наступні висновки:

1. Створення техногенного ландшафту, порушення гідродинамічного режиму підземних вод, забруднення поверхневих вод, атмосферного повітря, ґрунтів, разом з особливостями геологічної будови регіону дозволяє без перебільшення відносити Кременчуцький гірничодобувний регіон до потенційної зони екологічного ризику та виникнення техногенно-природних надзвичайних ситуацій.

2. У регіоні практично не вивчений вплив вертикальних та горизонтальних переміщень окремих блоків гірських порід, спричинених техногенним навантаженням, що приводить до деформації автомобільних шляхів, залізничних колій і просідання житлових і промислових споруд, як наслідки цього процесу.

3. Створення регіональної системи моніторингу геологічного середовища є запорукою прогнозування і попередження виникнення екологічних ризиків в гірничодобувних регіонах та розвитку надзвичайних ситуацій природно-техногенного характеру.

Список літератури

1. Адаменко О.М., Рудько Г.И. Основы экологической геологии. – К.: Манускрипт, 1995. – 210 с.
2. Адаменко О., Рудько Г. Екологічна геологія. – Київ: Манускрипт, 1997. – 349 с.
3. Котлов В.Ф. Изменение геологической среды под влиянием деятельности человека. – М.: Недра, 1978. – 261 с.
4. Рудько Г.І., Адаменко О.М. Екологічний моніторинг геологічного середовища. – Львів: Вид-во ЛНУ, 2001. – 260 с.
5. Рудько Г.І., Гамеляк І.П. Основы загальної, інженерної та екологічної геології. – Чернівці: Букрек, 2003. – 423 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 08.04.09*

УДК 622.271

© Б.Ю. Собко

ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ РАЦІОНАЛЬНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОЗСИПНИХ РОДОВИЩ ІРШАНСЬКОГО ГЗК

Выполнено обоснование параметров рациональных технологических схем вскрышных и добычных работ в условиях разработки ильменитовых россыпных месторождений Иршанского ГОКа.

Виконано обґрунтування параметрів раціональних технологічних схем розкривних та видобувних робіт в умовах розробки ільменітових розсипних родовищ Іршанського ГЗК.

The parameters of rational technological scheme the exposure and produce works for development alluvial ilmenite deposits of the Irshansk's mining factory are justify.

В Україні прийнято ряд загальнодержавних та галузевих програм розвитку гірничо-видобувного комплексу, серед них науково-технічна програма „Ресурсозберігаючі технології нового покоління в гірничо-металургійному комплексі”, де передбачені заходи, спрямовані на розширення нових потужностей, розвиток та удосконалення гірничо-видобувної галузі, збільшення потреби власної мінерально-сировинної бази титану.

В зв'язку з цим обґрунтування параметрів раціональних технологічних схем розкривних та видобувних робіт в умовах розробки ільменітових розсипних родовищ є досить актуальною і сучасною науковою задачею.

Метою досліджень ставилось обґрунтування параметрів раціональних технологічних схем розробки ільменітових розсипних родовищ з урахуванням показника концентрації гірничих робіт.

Як показав аналіз сучасного стану відкритої розробки розсипних родовищ України для умов діючих кар'єрів Іршанського ГЗК характерно застосування простої та ускладненої безтранспортної системи розробки з використанням екскаваторів ЕШ-10/70 та ЕШ-15/90.

Найвища ступінь концентрації розкривних, видобувних та відвальних робіт досягнута на кар'єрі № 4 Лемненського ільменітового родовища. Це пояснюється тим, що в умовах кар'єра № 4 при висоті робочої зони 22 м, застосовується схема простої безтранспортної схеми розробки „екскаватор – кар'єр” з використанням двох екскаваторів драглайнів ЕШ-10/70 та ЕШ-15/90. Відробка розкриву висотою 16 м здійснюється трьома підступами. Верхній підступ висотою 8 м розробляється екскаватором ЕШ-10/70 верхнім черпанням. Другий підступ висотою 4 м розробляється екскаватором ЕШ-15/90 верхнім черпанням. Нижній підступ розкриву та уступ корисної копалини розробляється тим же екскаватором ЕШ-15/90 нижнім черпанням. При цьому корисна копалина складається в конуси на поверхні кар'єра (рис 1).

Низьким показником концентрації гірничих робіт ($K_r = 40-50 \%$) відрізняються кар'єри кар'єри № 5 – 9, де застосовується безтранспортна системи розробки, при якій розробка родовищ здійснюється заходками великої ширини 100 – 120 м (рис. 2). Відмінною особливістю такої технологічної схеми є можливість створення у внутрішніх відвалах ємкостей для розміщення відходів збагачення рудних пісків.

Розглянемо, як впливають основні параметри безтранспортної системи розробки (ширина заходки драглайна, висота та кути укосів розкривного та видобувного уступів, результуючий кут укосу внутрішнього відвалу) на показник концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єра K_r .

Вплив параметрів безтранспортної системи розробки на показник K_r може бути встановлено виходячи з формули [1]

$$K_r = \frac{(\operatorname{ctg} \varphi_e + \operatorname{ctg} \beta_e) \cdot \operatorname{ctg} \beta_{n,e}}{(\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta_{pez}) \cdot \operatorname{ctg} \beta_n}, \quad (1)$$

де φ_e й φ – відповідно стійкий і результуючий кути укосів робочого борта кар'єру, град.; β_e й β_{pez} – відповідно стійкий і результуючий кут укосу відвала, град.; β_n – кут укосу неробочих бортів у торцях кар'єру, град.; $\beta_{n,e}$ – стійкий кут укосу неробочих бортів у торцях кар'єру, град.

ЭШ 10/70 | ЭШ 15/90

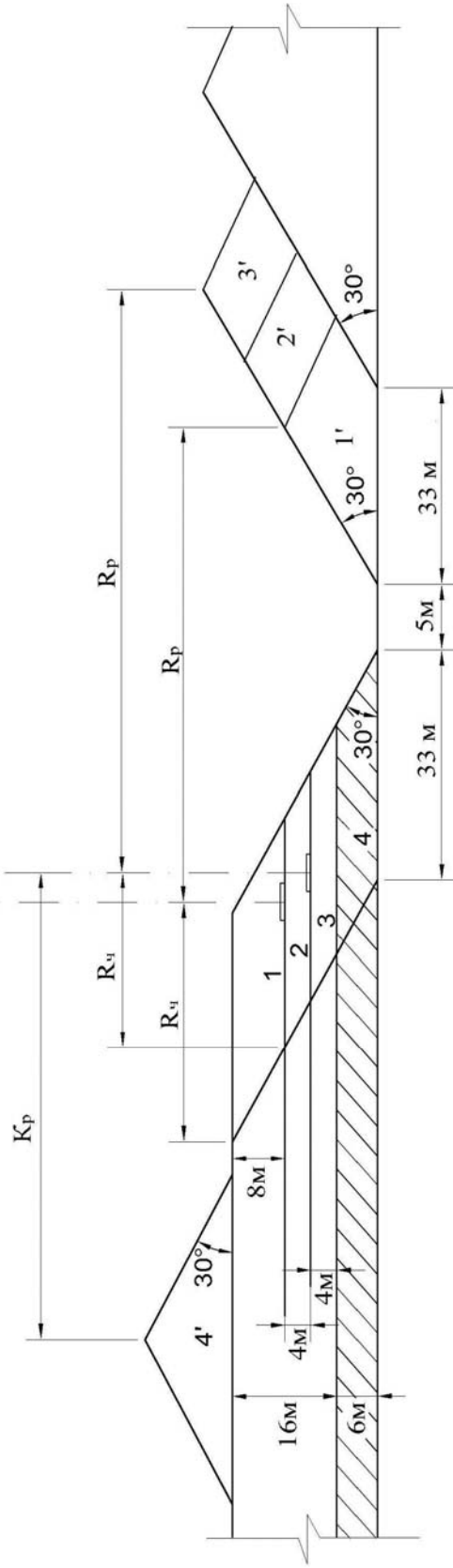


Рис. 1. Технологічна схема простої безтранспортної системи розробки

1й прохід ЭШ 10/70 | 2й прохід ЭШ 10/70

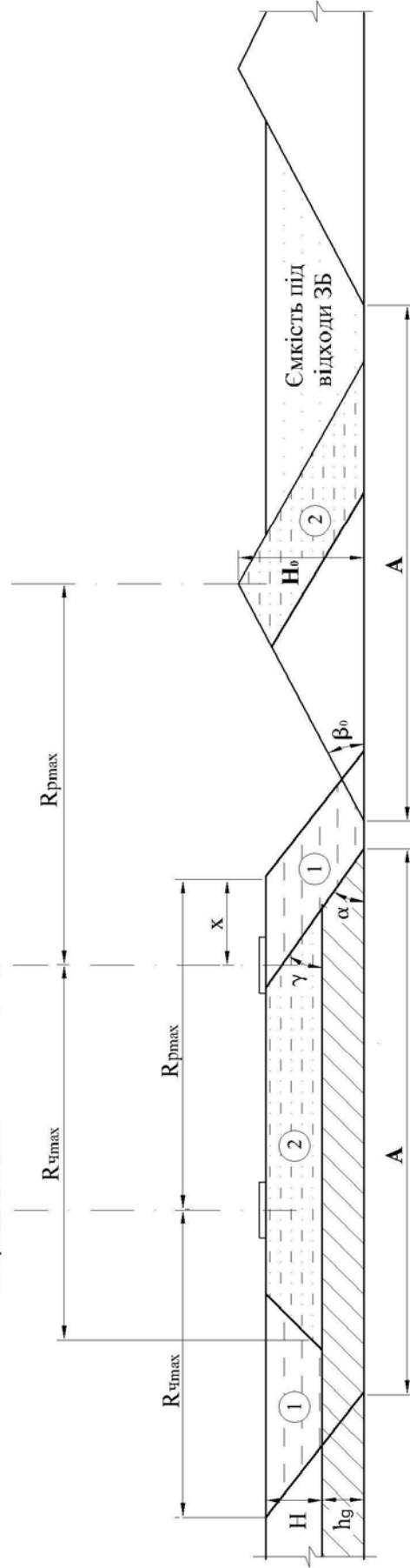


Рис. 2. Технологічна схема ускладненої безтранспортної системи розробки при відробці родовища заходками великої ширини (100-120 м)

Величина $ctg\varphi$ при безтранспортній системі розробки в умовах Іршанського ГЗК, коли кути укосів розкривного (γ) та видобувного (α) уступів рівні між собою, складає

$$ctg\varphi = \frac{A + (H + h_0)ctg\gamma}{H + h_0} = \frac{A}{H + h_0} + ctg\gamma, \quad (2)$$

де A – ширина заходки драглайна, яка для діючих технологічних схем безтранспортної системи розробки відповідає ширині робочої площадки (рис. 2).

Підставивши вираз (1) в формулу (1) одержимо

$$K_{\Gamma} = \frac{(ctg\varphi_e + ctg\beta_e)ctg\beta_{н.е}}{\left(\frac{A}{H + h_0} + ctg\gamma\right)ctg\beta_n + ctg\beta_{рез} \cdot ctg\beta_n} \quad (3)$$

За допомогою отриманого вираза (3) виконані розрахунки по встановленню залежностей між показником концентрації гірничих робіт та ширини заходки екскаватора для наступних вихідних даних:

$$h_0 = 8 \text{ м}; H = 10 - 15 \text{ м}; A = 100 - 120 \text{ м}; \gamma = \alpha = \beta_{рез} = 30^\circ; \beta_{н.е} = \beta_n = 30^\circ.$$

Графік залежності $K_{\Gamma} = f(A)$ наведено на рис. 3. З приведених на рис. 3 графіків видно, що зі збільшенням ширини заходки екскаватора, величина показника концентрації гірничих робіт різко зменшується. Збільшення висоти розкривного уступу підвищує показник концентрації гірничих робіт, але в меншій мірі, чим зниження ширини заходки екскаватора. Аналогічний вплив на показник K_{Γ} чинить зміна висоти видобувного уступу.

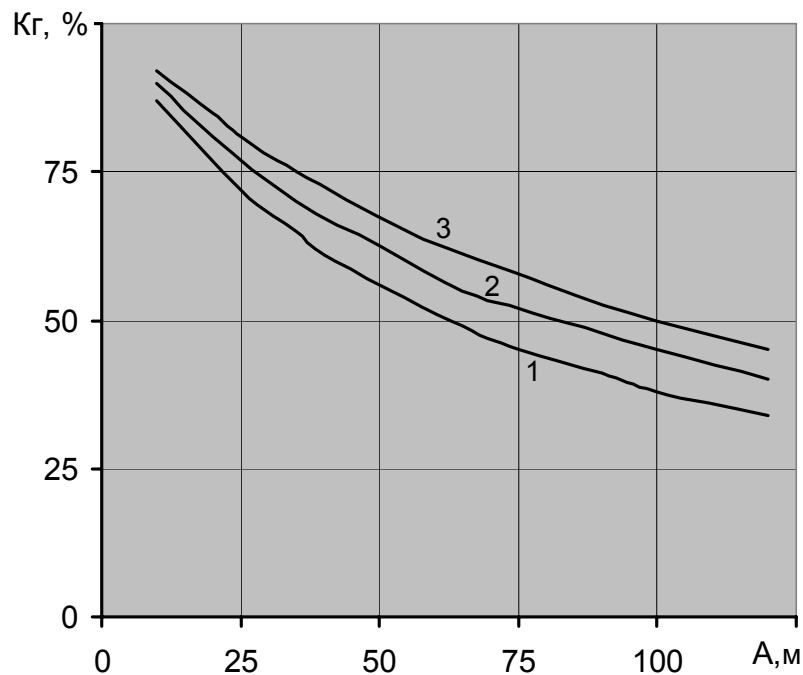


Рис. 3. Графік залежностей показника концентрації гірничих робіт від ширини заходки екскаватора драглайна
1, 2, 3 – відповідно при висоті розкривного уступу 10, 15 та 20 м.

Залежність описується рівнянням виду:

$$K_{\Gamma} = 0,0038A^2 - 0,9506A + 94,404; R^2 = 0,9958 \text{ – крива 1;}$$

$$K_{\Gamma} = 0,0032A^2 - 0,8503A + 97,145; R^2 = 0,9974 \text{ – крива 2;}$$

$$K_{\Gamma} = 0,0025 A^2 - 0,7395 A + 98,519; R^2 = 0,9988 \text{ – крива 3.}$$

Опосередковано через показник концентрації гірничих робіт, зміна параметрів безтранспортної системи розробки чинить вплив на величину коефіцієнта переєкспавації - K_{II} розкривних порід, який являється основним показником ефективності застосування без транспортних технологічних схем розробки. Величина K_{II} для технологічних схем ускладненої безтранспортної системи розробки може бути визначена по формулі

$$K_{II} = \frac{x(H + h_{\delta})}{A \cdot H \cdot K_p} \quad (4)$$

де x – величина підсіпки уступу породами розкриву, м,

$$x = B + (H + h_{\delta})ctg\gamma + a + H_0ctg\beta_0 - Rp_{max} \quad (5)$$

де H_0 – висота внутрішнього відвалу, м,

$$H_0 = HK_p + 0,25Atg\beta_0, \text{ м.} \quad (6)$$

З урахуванням залежності $K_{\Gamma} = f(A, H)$ (вираз 3), а також виразів (5) та (6), формула (4) для визначення коефіцієнта переєкспавації (K_{II}) розкривних порід має вигляд

$$K_{II} = \frac{B + (H + h_{\delta})ctg\gamma + a + HK_p ctg\gamma - Rp_{max}}{\left[\frac{(ctg\varphi_e + ctg\beta_e)ctg\beta_{н.е} - ctg\beta_{рез} \cdot ctg\beta_{н} \cdot K_{\Gamma}}{ctg\beta_{н} \cdot K_{\Gamma}} - ctg\gamma \right] H \cdot K_p} + \frac{0,25(H + h_{\delta})}{H \cdot K_p}, \text{ відн. од.,} \quad (7)$$

де B – безпечна відстань від верхньої брівки розкривного уступу до осі руху драглайна, м;

a – ширина допоміжної полоси між нижніми брівками відвального яруса та видобувного уступу, м;

K_p – коефіцієнт розпушування породи у відвалі;

R_{pmax} – максимальний радіус розвантаження драглайна, що відробляє розкривний уступ, м.

Графік залежності $K_{II} = f(K_{\Gamma})$ наведено на рис. 4. З даних приведених на рис. 4 видно, що зі збільшенням показника концентрації гірничих робіт в робочій зоні кар'єра, коефіцієнт переєкспавації зменшується. Залежність описується рівнянням виду:

$$K_{II} = -0,0088 K_{\Gamma}^2 + 0,4328 K_{\Gamma} + 29,199; R^2 = 0,968.$$

Зменшення ступеню концентрації може бути ефективним при умові розміщення внутрішньому відвалі відходів виробництва. Необхідна приймальна

ємкість внутрішнього відвалу забезпечується відповідною шириною заходки драглайна.

Ефективність застосування технологічних схем безтранспортної системи розробки з низьким ступенем концентрації гірничих робіт для розглянутих умов кар'єрів Іршанського ГЗК, рекомендується визначати з-за умови

$$\Delta Z_{BCP} \leq \Delta \mathcal{E}_{omx.}, \quad (8)$$

де ΔZ_{BCP} - приріст експлуатаційних витрат на виймання гірських порід розкриву по безтранспортній системі розробки родовища за весь період його експлуатації при розміщенні відходів виробництва у внутрішньому відвалі, грн.,

$$\Delta Z_{BCP} = C_{\bar{o}} \cdot K_{II} \cdot V_B, \text{ грн.}, \quad (9)$$

де $C_{\bar{o}}$ – вартість видобутку розкриву при без транспортній системі розробки, грн/м³;

V_B – об'єм розкриву в контурах кар'єрного поля, який відсипається у внутрішній відвал, м³;

$\Delta \mathcal{E}_{omx.}$ – економія витрат при розміщенні відходів виробництва у внутрішньому відвалі (Z_1) в порівнянні з їх розміщенням в хвостосховищах за межами кар'єрного поля (Z_2), грн.,

$$\Delta \mathcal{E}_{omx.} = Z_2 - Z_1, \text{ грн.} \quad (10)$$

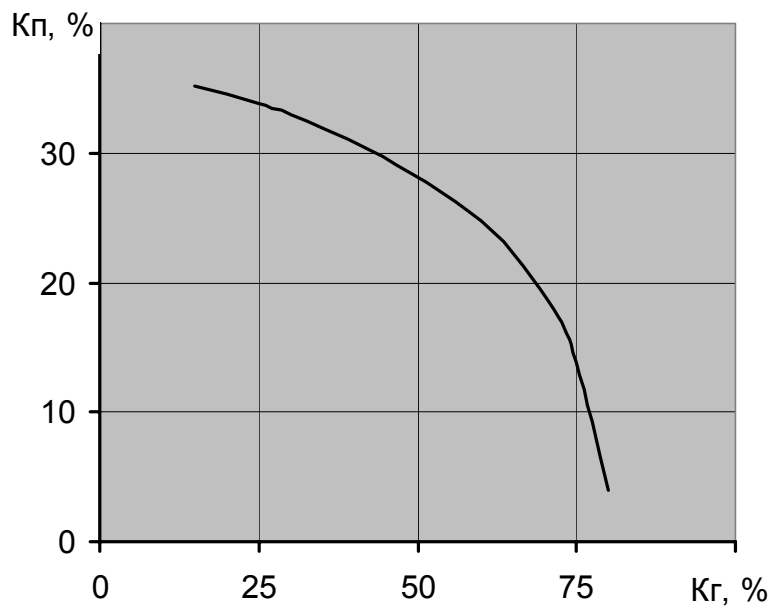


Рис. 4. Графік залежності коефіцієнта переекскавації K_{II} від показника концентрації гірничих робіт K_I в робочій зоні кар'єра

Витрати Z_1 та Z_2 повинні визначатися з урахуванням витрат на транспортування відходів виробництва відповідно до місць їх розміщення, витрат, зв'язаних з експлуатацією хвостосховищ, а також з урахуванням величини збитків, що наносяться навколишньому середовищу.

Висновки

- Вперше установлені залежності між показником концентрації гірничих робіт та ширини заходки екскаватора-драглайна. Установлено аналітичну залежність між величиною коефіцієнта переєкскавації K_{II} розкривних порід та показником концентрації гірничих робіт K_G .

- Установлено, що зменшення ступеню концентрації може бути ефективним при умові розміщення у внутрішньому відвалі відходів виробництва. Необхідна приймальна ємність внутрішнього відвалу забезпечується відповідною шириною заходки драглайна.

Список літератури

1. Собко Б.Е. Выбор и обоснование показателей оценки технологических схем разработки россыпных месторождений //Зб. наук. праць НГУ.-2007.- № 27.- С.42-47.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 06.04.09*

УДК 622.271.33

©А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов, А.А. Шустов

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ НОВО-ДМИТРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ

Обоснованы основные параметры открытой разработки Ново-Дмитровского бурогоугольного месторождения

Обґрунтовані основні параметри відкритої розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища

Key parameters of open-cast mining of a Novo-Dmitrovsky deposit of brown coal are proved

Одним из ключевых вопросов развития тепловой энергетики Украины является промышленное освоение новых угольных месторождений. Если в структуре мировых запасов углеводородного сырья уголь составляет 67%, а нефть и газ – соответственно 18% и 15%, то в Украине – уголь – 95,4; нефть – 2% и газ – 2,6%. Это соотношение сохраняется длительное время и имеет устойчивую тенденцию к возрастанию роли угля в топливном балансе. Благодаря уже разведанным запасам только уголь способен снизить энергозависимость Украины от зарубежных поставщиков. Анализируя современные условия работы угледобывающей отрасли, следует классифицировать их как крайне тяжелые. Причины кроются в сложных горногеологических условиях разработки месторождений и отсутствии мирового опыта добычи угля с глубины 900...1000 и более метров.

В сложившейся ситуации особую актуальность приобретает промышленное освоение новых бурогоугольных месторождений, способных развивать энергетическую отрасль за счет добычи дешевых видов топлива. Это относится к бурогоугольным месторождениям нового генетического типа, запасы которых

приурочены к депрессионным воронкам над соляными штоками в северо-западном секторе Донецкого бассейна (рис.1).



Рис. 1. Месторождения и проявления бурых углей в Северо-западной части Донецкого бассейна: 1 – Бантышевское; 2 – Ново-Дмитровское; 3 – Берекское; 4 – Степковское; 5 – Лозовеньковское; 6 – Беляевское; 7 – Мироновское

Наиболее крупное из них – Ново-Дмитровское, детально разведано. Промышленные запасы угля в количестве 380 млн.т утверждены ГКЗ СССР в 1972 г. На удалении 10...30 км от него выявлены еще несколько месторождений и проявлений бурых углей. Масштабы их значительно меньше, геологические запасы составляют десятки или первые сотни млн.т. (Степковское – 20,4 млн.т., Берекское – 161 млн.т). Промышленная их оценка требует выполнения целевых геологоразведочных работ.

Целью работы является обоснование основных параметров разработки Ново-Дмитровского месторождения бурого угля расположенного над соляными штоками позволяющих более экономично вести разработку. При этом рассматривались такие задачи, как: установить основные запасы по месторождению и их характеристики; установить устойчивость грунтов; установить зависимость между годовой производительностью по горной массе и предельными контурами разработки.

Залежи бурых углей Ново-Дмитровского месторождения объединены в 5 продуктивных горизонтов (снизу вверх) – I, II, III (Основной), IV (Сложный) и V (Верхний). Основное значение имеют III и IV горизонты (рис.2). Общая мощность угольных пластов в центральной части месторождения составляет 137 м, а линейный коэффициент угленосности по месторождению в целом составляет $34 \pm 3,5\%$.

Основной горизонт по мощности (макс. 73,8 м, характерная 40...60 м), площади (по контуру мощностью 2 м – 7,8 км²) и строению (без породных прослоев), является важнейшим и генетически представляет собой конседиментационную мульду. К бортовой зоне депрессии мощность его плавно уменьшается и под углом 8...12° выклинивается полностью. Марка угля Б-1,2. Основные показатели качества: зольность 5,6...15,8% (характерная 8...12%); сера общая

2,0...3,2%; теплота сгорания в расчете на горную массу 6700...6900 ккал/кг. Температура плавления золы 1050...1376⁰С; выход битумов 10...11%; содержание воска 56...62%. Выход гуминовых кислот 47,0...65,5 г/м³. Промышленные запасы 296,1 млн.т (А+В+С₁), из них с зольностью до 20% – 290,7 млн.т.

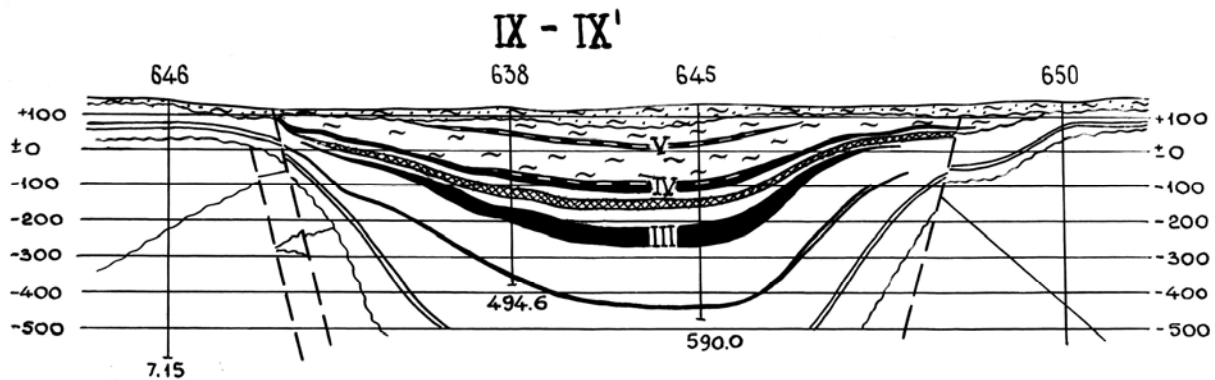


Рис. 2. Геологический разрез Ново-Дмитровского месторождения

Сложный горизонт имеет сложное (2...3 пачки) строение, максимальную мощность 36,6 м (характерная 20...32 м), технологическая марка угля Б-1, зольность 8,1...29,2% (средняя 21,3%), сера общая 2,6...4,1% (средняя 3,5%); теплота сгорания на горную массу – 6327 ккал/кг. Температура плавления золы 1055...1380⁰С. Выход битумов до 13%, гуминовых кислот 47,7...76,0 г/м³. Промышленные запасы 97,982 млн.т (А+В+С₁).

Пятый угольный горизонт представлен двумя пачками (2,5 и 5,4 м) с максимальной мощностью 8,2 м. Зольность 15...45%, характерная 30...45%. Запасы 58,25 млн.т отнесены к забалансовым. Однако, современные технологии позволяют использовать высокзольные угли в качестве низкосортного топлива. В этой связи общие запасы угля в трех продуктивных горизонтах составляют 452,23 млн.т.

К попутным полезным ископаемым относятся: самородная сера, диатомиты, углистые глины, глины огнеупорные и керамические, стекольные и строительные пески, а также свинцово-цинковые и ртутные руды в коренных бортах депрессионной воронки.

Предварительный расчет безопасного состояния горного массива в условиях Ново-Дмитровского месторождения бурого угля (откосов уступов) основан на расчете коэффициента запаса устойчивости и основан на предельном равновесии сдвигающих и удерживающих сил в пределах призмы возможного обрушения. При неблагоприятном воздействии различных факторов массив грунтов может переходить в неравновесное состояние и терять свою устойчивость. Как правило, причинами, приводящими к потере устойчивости откосов уступов, являются:

- формирование завышенного угла откоса или подработка склона;
- увеличение внешних статических или динамических нагрузок на массив уступа (возведение сооружений, размещение оборудования на верхней площадке, движение автомобильного или железнодорожного транспорта и др.);

– изменение внутренних характеристик горного массива (увеличение удельного веса грунта при насыщении водой или влияние взвешивающего давления воды на грунты);

– неправильное назначение расчетных характеристик прочности грунта или снижение его сопротивления сдвигу за счет, например, повышения влажности.

Для горных пород Ново-Дмитровского месторождения произведен расчет устойчивости отдельных уступов с учетом размещения на уступе мощного горного оборудования и без него. Рассмотрены следующие породы: суглинков; глины песчаные; глины монтмориллонитовые; глины углистые; угли; глины опоквидные; диатомиты; пески. Расчеты выполнены с учетом капиллярного увлажнения, а также в естественном состоянии и при введении в расчеты коэффициента запаса устойчивости [1]. Согласно рекомендациям ВНИМИ, при выполнении расчета устойчивости в глинистых породах вводится коэффициент запаса устойчивости, который учитывает:

$$K_{зу} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \eta_3$$

где η_1 – погрешность определения исходных характеристик прочности образцов горных пород, (7%); η_2 – погрешность расчетов у глинистых пород вследствие их ползучести и набухания, (20-30%); η_3 – погрешность определения средней величины объемного веса, погрешности методов расчета (15-20%).

Кроме того, при расчете устойчивости глинистых пород определяется зависимость между сцеплением в массиве и сцеплением в образце, которая учитывает коэффициент структурного ослабления массива и принимается для песчано-глинистых пород равные 0,3...0,8.

Монтмориллонитовые глины являются основными породами вскрыши, извлекаемыми в условиях Ново-Дмитровского месторождения. Группа слабых (глинистых) пород является наиболее разнообразной. Основными свойствами пород этой группы являются склонность к пластическим деформациям в бортах. Они представляют собой темно-серые и серые, преимущественно монтмориллонитового состава, с маломощными прослоями углистых глин, углей, хрупких мергелей и мергелеподобных известняков. Все разновидности глин комковатые.

Для расчетов коэффициента устойчивости откосов уступов была принята круглоцилиндрическая поверхность сдвижения с выходом у нижней бровки и круглоцилиндрическая поверхность, определяемая по методу Фисенко Г.Л., с выходом на нижней площадке. С учетом того, что монтмориллонитовые глины глубинных слоев по исследованиям геологоразведочных партий имеют комковатую текстуру с многочисленными различно ориентированными поверхностями скольжения, а также с трещинами преимущественно крутого падения (80-85°), для расчетов устойчивости применялась первая схема поверхности сдвижения как наиболее опасная. Полученные данные зависимости угла откоса от высоты уступа приведены с учетом коэффициента устойчивости 1,2 на рис. 3.

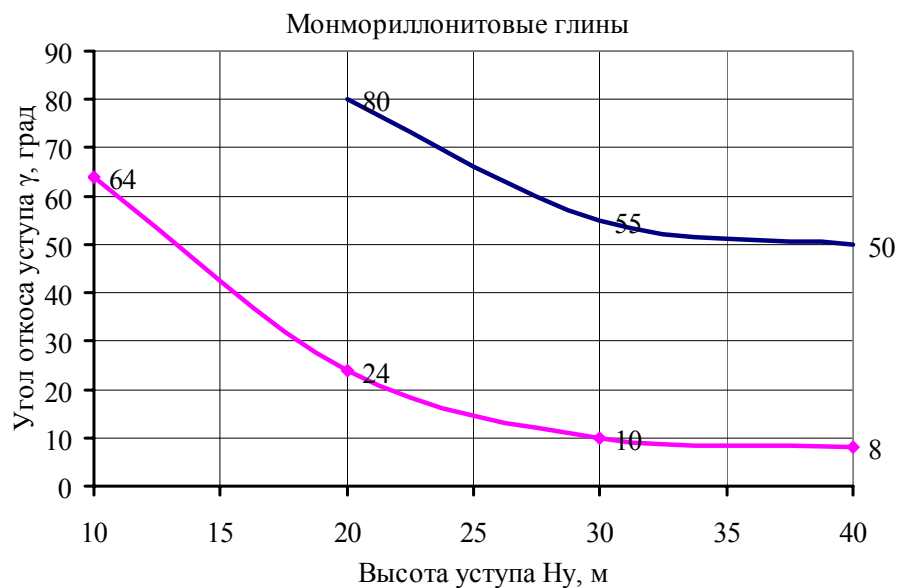


Рис. 3. Зависимость угла откоса от высоты уступа для монтмориллонитовых глин при заданном коэффициенте устойчивости 1,2:

— в естественном состоянии —◆— при капиллярном увлажнении

Исследованы песчано-глинистые породы Ново-Дмитровского месторождения в естественном состоянии с учетом коэффициента запаса устойчивости. Полученные результаты приведены в табл. 1. С учетом полученных данных, средняя высота уступов, сложенных монтмориллонитовыми глинами, должна составлять не более 20 м, а угол откоса не должен превышать 30° это позволит содержать и эксплуатировать уступы в устойчивом состоянии.

Таблица 1

Параметры устойчивых горных выработок в различных песчано-глинистых породах в условиях Ново-Дмитровского месторождения бурых углей

Тип пород (слой)	Высота уступа, м	Угол откоса уступа, град
Суглинки	15	30
Глины песчаные	20	30
Глины монтмориллонитовые	20	24
Глины углистые	30	50
Глины опокovidные	30	50
Пески	30	35

Однако необходимо учитывать, что изменение физико-механических свойств мягких пород под воздействием климатических условий, подземных вод, может резко изменить рабочие параметры и потребует дополнительных мероприятий для повышения устойчивости уступов. Эскавация пород выемочно-погрузочными машинами оказывает основное влияние на устойчивость откосов

уступов. Это влияние оценивается двумя факторами: а) формой откоса в результате экскавации; б) величиной пригрузки уступа, вызванной массой экскаватора.

На стадии исследований и проектных проработок производительность карьера по добыче угля определяется по аналогии с действующими представительными карьерами. Мульдообразная форма угольных залежей предопределила овальную форму карьерного поля Ново-Дмитровского месторождения по поверхности. На замыкающих его участках по простиранию угольные пласты выклиниваются. В этой связи к расчету запасов угля принимаются пласты мощностью более 2 м. Предельные откосы рабочих бортов при углубке от 50 до 375 м снижаются в пределах от 32 до 14⁰. Угол же откоса нерабочих бортов совпадают с углом падения угольных залежей и выдерживается в пределах 25...15⁰. В соответствии с принятыми положениями длина карьерного поля по поверхности составляет 5250 м, ширина в центральной части – 2700 м.

Основные показатели структуры запасов угля и углистых глин Ново-Дмитровского месторождения приведены в табл. 2. Наибольшие объемы выемки полезного ископаемого приходятся на горизонты с отметками кровли и почвы –50... –100 м.

Таблица 2

Основные показатели структуры запасов угля и углистых глин по горизонтам

Горизонты разработки (отметки кровли и почвы),	Горная масса, млн.м ³	Вскрыша, млн.м ³		Уголь, $\frac{\text{млн.м}^3}{\text{млн.т}}$	Углистые глины, $\frac{\text{млн.м}^3}{\text{млн.т}}$	Углистая масса, $\frac{\text{млн.м}^3}{\text{млн.т}}$	Слоевой коэфф. вскрыши, $\frac{\text{м}^3/\text{м}^3}{\text{м}^3/\text{т}}$	
		всего	без углистых глин				по углю	по углистой массе
+125 – +50	420,9	420,9	415,5	–	$\frac{4,5}{5,85}$	$\frac{4,5}{5,85}$	–	–
+50 – ± 0	385,3	342,7	226,9	$\frac{42,6}{54,1}$	$\frac{115,8}{150,5}$	$\frac{158,4}{204,6}$	$\frac{8,04}{6,73}$	$\frac{1,6}{1,25}$
± 0 – -50	338,3	290,4	198,4	$\frac{47,8}{60,8}$	$\frac{92}{119,6}$	$\frac{139,8}{180,4}$	$\frac{6,08}{4,78}$	$\frac{1,43}{1,1}$
-50 – -100	324,3	206,5	92,5	$\frac{117,8}{149,6}$	$\frac{114}{148,2}$	$\frac{231,8}{295,1}$	$\frac{1,75}{1,38}$	$\frac{0,4}{0,31}$
-100 – -150	226,4	153,7	–	$\frac{72,7}{92,4}$	$\frac{153,7}{200}$	$\frac{233,1}{340,3}$	$\frac{2,1}{1,6}$	$\frac{0}{0}$
Всего	1695,2	1414,2	933,3	$\frac{280,9}{356,9}$	$\frac{480}{624}$	$\frac{767,6}{1026,2}$	$\frac{5,03}{3,96}$	$\frac{1,21}{0,91}$
-150 – -200	205,7	119,5	119,5	$\frac{86,2}{109,5}$	–	$\frac{86,2}{109,5}$	$\frac{1,38}{1,09}$	$\frac{1,38}{1,09}$
-200 – -250	97,2	56,5	56,5	$\frac{40,7}{51,7}$	–	$\frac{40,7}{51,7}$	$\frac{1,38}{1,09}$	$\frac{1,38}{1,09}$
Итого	1998,1	1590,2	1109,3	$\frac{407,8}{518,1}$	$\frac{480}{624}$	$\frac{887,8}{1142,1}$	$\frac{3,9}{3,07}$	$\frac{1,25}{0,97}$

Корреляционным анализом известных показателей угольных карьеров установлена зависимость между годовой их производительностью по горной массе А (млн.т) и предельными контурами разработки, которая имеет вид

$$A = 9,24 L + 44 B + 0,093 H - 102, \quad R = 0,904 ; \quad \mu = 21,5,$$

где L и B – длина и ширина карьерного поля по поверхности, км; H – предельная глубина отработки месторождения, м; R и μ – коэффициенты множественной корреляции и надежности.

Выводы: на основании полученной зависимости годовая производительность Ново-Дмитровского карьера по горной массе составляет 45,6 млн.м³, в том числе по углю 9 млн.т и по углистой массе –23,9 млн.т. Получены результаты исследования устойчивости пород Ново-Дмитровского месторождения. Установлено, что при капиллярном увлажнении устойчивость уступов значительно изменяется в сторону сдвигающих сил и необходимы мероприятия по снижению влияния подземных и поверхностных вод. Установлена зависимость между годовой производительностью по горной массе и предельными контурами разработки.

Список литературы

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ. – Ленинград, 1972г. – 162с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 14.04.09*

УДК 662.664.004.12

© Andrzej Krowiak

PARAMETER OF QUALITY AS MEASURE OF HARD COAL UTILITY

В статье представлены предложения по качественным параметрам, используемым как сравнительные характеристики качества угля. Основывается на реальных данных 1998 – 2002 годов, просчитана оценка качественного параметра для 39 угольных шахт Польши (для энергетического и коксующегося углей), проведена систематизация угольных шахт по этим критериям.

У статті представлені пропозиції по якісних параметрах, використовуваних як порівняльні характеристики якості вугілля. Ґрунтується на реальних даних 1998 – 2002 років, прорахована оцінка якісних параметрів для 39 вугільних шахт Польщі (для енергетичного вугілля, що коксується) проведена систематизація вугільних шахт по цих критеріях.

In article it presented proposal of quality parameter using as comparative measure of coal utility. Basing on real data of years 1998 – 2002 it calculated value of quality parameter for 39 coal mines in Poland (for energetic and coking coal) and it created a coal mines ranking according these criteria. Additionally, a trend of this parameters change individual for mines has been elaborated.

Introduction

The quality of coal is, for the need of the user, defined through its principal parameters, including: calorific value, ash content, and sulphur content in the working state for steam coal, and dry- state ash content, total sulphur content and humidity in the working state for coking coal. These characteristics decide on the utility of coal in its economic utilisation. To handle, in the multidimensional analyses, all the

variables that affect the quality of the product is a difficult task giving, in consequence, the ambiguity of results.

The paper proposes introducing the concept of the parameter of quality as measure of the product utility, in the form of one abstract number, computed in accordance with the given algorithm. The parameter of quality is a relative measure with regard to the indexed coal for which its value is 1.

The computations have also been performed of these parameters for a group of 39 coal mines producing steam coal, and for 15 mines producing coking coal, on the basis of real data from the years 1998- 2002 (PARG Bulletins), finally creating the ranking of mines in accordance with this criterion.

The computations of this parameter using this method can be useful when observing the dynamics of its variations in one- mine scale. It can also be utilised to perform comparative analyses of a group of mines.

Value as compared to utility

Considering the relationships between the value and utility, it seems justified to make reference to original definitions of these concepts defined by J.B. Say (Say 1960).

He started from the concept of “wealth”, which he considered all the goods being in our possession, and serving to satisfy our demands. The value of a given good is relative until it is not recognised. On the other hand, he perceived the source of the value and wealth in the utility, which is assigned to a given thing (Pęciak 2002). He made an assumption that “The value which is assigned by humans to things has its principal base in the utility they can make of [...]. The feature of certain things, which can satisfy human demands, allows me to call them utility. I will say then that to create the objects of any utility means to create wealth, as utility is the principal foundation of their value, and the value is wealth (Say 1960)”.

Hence, in accordance with SAY, the value of a given object (product) is based on its utility. A good has the value as it has the property to satisfy the demands, and this, in consequence, creates its utility. The production is not the processing of matter, but creating the utility.

We will refer the above consideration to the coal mining industry. The individual mines produce coals with various utility parameters. Therefore, their product has different utility for the customer. The measure of this utility is the proposed *parameter of quality*.

Method of computation

For the purpose of this method, it has been assumed that for steam coals, the following variables characterise the quality of product: average annual calorific value of coals in the working state Q^f , annual average ash content in the working state A^f , annual average sulphur content in the working state S^f , quantitative proportion of coarse and medium grades, steam fines, slimes, and banded and fine coal (fine coal, dust, no- grade coal) in the general sales.

For coking coals, the following were taken as variables: annual average dry-state ash content A^d , annual average total sulphur content S^d , annual average humidity in the working state W^f , and diversification in relation to types of coking coal.

In the following computations, the formula utilised in preparing the coal price lists has been used in the form (*Blaschke 2000*):

$$S_c = r_c \cdot W_c \cdot C_o \frac{\left(\frac{Q^r}{25120,8 - (S^r - 1)} \right)}{\left(\frac{10 - (A^r - 12)}{100} \right)} \quad (1)$$

where: S_c - price of steam coal [zł/tonne],

R_c - index of price relation between grades

W_c - index reducing the price depending on the range of ash content: $W_c = 1$ for ash content 5.0-12%, $W_c = 0.98 - 0.82$ for ash content in the range of 12.1- 21% (reduction of the index by 0.02 for every increase of ash by 1%, $W_c = 0.8$ for the range of ash content 21.1- 45%

C_o - price of indexed steam coal [zł/tonne]

Q^r - calorific value in the working state [kJ/kg]

S^r - total sulphur content in the working state [%]

A^r - ash content in the working state.

In the formula (1) the concept of "indexed steam coal is introduced", the parameters of which are the following: $Q^r = 25120.8$ [kJ/kg], $S^r = 1\%$, $A^r = 12\%$, $W_c = 1$. For such a coal type, the *quality parameter* equals 1.

For coking coals, the formula (*Blaschke, Mokrzycki et al. 1991*) was used:

$$C_k = n_k \cdot W_k \cdot C_o^k \frac{\left(\frac{1 - (A^d - 6)}{50 - (S^d - 1)} \right)}{\left(\frac{20 - (W^r - 8)}{100} \right)} \quad (2)$$

where: C_k - price of coking coal [zł/t]

C_o^k - price of indexed coking coal [zł/t]

A^d - dry- state ash content [%]

S^d - total sulphur content [%]

W^r - total moisture content in the working state [%]

R_k - index of price relation between types of coal. It is equal for different types of coal: type 34.1- 1, type 33- 0.930, type 34.1- 0.968, type 35.1- 1.051, type 35 2A- 1.082,, type 35 2B- 1.041, respectively,

W_k -index changing the price depending on the range of ash content (where $W_k = 1$ for ash content equalling 6%, for every 0.1% reduction of ash content below 6%, the index W_k is higher by 0.002 for every 0.1%; for every increase of ash content by 0.1% above 6%, the index is lower by 0.002).

In formula (2), the concept of "indexed coking coal" has been introduced, having the following parameters $A^d = 6\%$, $S^d = 1\%$, $W^r = 8\%$, $W_k = 1$, type of coal 34.2. The *parameter of quality* is equal 1 for this type.

In formula (1), the term $W_c \cdot \frac{\left(\frac{Q_r}{25120,8 - (S^r - 1)}\right)}{\left(\frac{10 - (A^r - 12)}{100}\right)}$ can be named the *parameter of*

quality of steam coal. It conditions the changes of steam coal on its quality conditions that is calorific value, and ash and sulphur content Therefore it can be the measure of product utility in the sense of Say's definition.

In formula (2), the term $r_c \cdot W_c \cdot \frac{\left(\frac{1 - (A^d - 6)}{50 - (S^d - 1)}\right)}{\left(\frac{20 - (W^r - 8)}{100}\right)}$ can be named the *parameter of*

quality for cocking coal.

The quoted formulas (1) and (2) are not the only ones to be applied. In the literature of the subject, e.g. [4], there are at least a dozen of different formulas that condition the price on differently defined partial quality parameters. The formula quoted here should be considered as one given by example. The application of other formulas can finally give other numerical results as compared to those presented above, but this fact does not change the idea itself and method of computation of the *parameter of quality*.

By analysing time sequences of variations of the parameter of quality one can determine various trend curves for individual mines.

Five hypotheses of the course of trend curves have been adopted for analysis:

- *linear trend* described by a general formula $y = a \cdot x + b$;
- *logarithmic trend* described by a general formula $y = a \cdot \ln(x) + b$;
- *polynomial trend* described by a general formula $y = a_1 \cdot x^n + a_2 \cdot x^{n-1} + \dots + b$;
- *power trend* described by a general formula $y = a \cdot x^b$;
- *exponential trend* described by a general formula $y = a \cdot e^{bx}$;

In this paper, we call the curve characterised by the highest value of R^2 the **curve of best fitting** $f_d(x)$.

For the need of performing analyses, also the linear trend function $f_L(x)$ is being determined,

the one characterising a general direction of changes of the *parameter of quality* in the entire analysed range.

Result of analyses and ranking

The computations of the values of *parameters of quality* in consecutive years for steam coal are given in Table 1, while for cocking coal in Table 2

Table 1: Value of quality parameters for energetic coal

<i>No.</i>	<i>Mine</i>	<i>1998 y.</i>	<i>1999 y.</i>	<i>2000 y.</i>	<i>2001 y.</i>	<i>2002 y.</i>
1	Mine-1	0,882	0,864	0,859	0,725	0,607
2	Mine-2	0,817	0,848	0,861	0,864	0,832
3	Mine-3	0,834	0,885	0,859	0,891	0,813
4	Mine-4	0,860	0,899	0,867	0,854	0,850
5	Mine-5	1,119	0,965	0,845	0,702	0,692
6	Mine-6	0,821	0,863	0,874	0,867	0,837
7	Mine-7	0,730	0,652	0,750	0,650	0,655
8	Mine-8	0,883	0,859	0,860	0,897	1,076
9	Mine-9	1,000	1,002	0,929	0,781	0,794
10	Mine-10	0,608	0,593	0,608	0,634	0,610
11	Mine-11	0,897	0,996	0,873	0,894	0,979
12	Mine-12	0,658	0,687	0,698	0,664	0,640
13	Mine-13	0,848	0,890	0,921	0,843	0,907
14	Mine-14	0,852	0,925	0,893	0,871	0,889
15	Mine-15	1,039	1,064	0,942	0,857	0,859
16	Mine-16	0,626	0,617	0,624	0,621	0,621
17	Mine-17	0,940	0,906	0,797	0,879	0,979
18	Mine-18	0,770	0,775	0,758	0,774	0,748
19	Mine-19	0,978	0,951	0,945	0,966	0,827
20	Mine-20	1,070	1,042	1,077	1,042	1,029
21	Mine-21	0,807	0,794	0,771	0,774	0,780
22	Mine-22	0,975	0,901	0,899	0,849	1,075
23	Mine-23	1,000	1,004	0,971	0,974	0,962
24	Mine-24	0,710	0,793	0,747	0,740	0,673
25	Mine-25	0,846	0,827	0,822	0,793	0,750
26	Mine-26	0,709	0,690	0,662	0,650	0,662
27	Mine-27	0,584	0,604	0,582	0,562	0,576
28	Mine-28	0,673	0,632	0,603	0,629	0,650
29	Mine-29	1,009	0,970	0,935	0,886	0,804
30	Mine-30	0,560	0,587	0,565	0,561	0,576
31	Mine-31	0,955	0,948	1,003	1,040	1,039
32	Mine-32	0,803	0,795	0,867	0,837	0,826
33	Mine-33	0,765	0,735	0,731	0,723	0,658
34	Mine-34	0,638	0,627	0,608	0,577	0,583
35	Mine-35	0,653	0,624	0,607	0,628	0,633
36	Mine-36	0,725	0,699	0,623	0,651	0,616
37	Mine-37	0,690	0,691	0,703	0,655	0,643
38	Mine-38	0,677	0,668	0,889	0,685	0,647
39	Mine-39	0,606	0,634	0,653	0,649	0,671

* calculated to “energetic indicators coal” for which parameter is equal 1

Table 2: Value of quality parameters for coking coal

<i>No.</i>	<i>Mine</i>	<i>1998 y.</i>	<i>1999 y.</i>	<i>2000 y.</i>	<i>2001 y.</i>	<i>2002 y.</i>
1	Mine-6	1,074	1,001	1,013	1,013	1,004
2	Mine-7	0,977	0,977	0,992	0,992	0,992
3	Mine-8	0,947	0,000	0,000	0,947	0,981
4	Mine-9	1,032	1,077	1,090	1,106	1,060
5	Mine-11	0,990	1,002	0,984	0,983	1,000
6	Mine-13	0,968	0,000	0,955	0,956	0,963
7	Mine-14	1,003	0,975	0,961	0,960	0,968
8	Mine-29	0,942	0,947	0,938	0,938	0,938
9	Mine-30	0,935	0,924	0,934	0,944	0,946
10	Mine-31	0,980	0,993	1,019	1,058	1,077
11	Mine-34	0,984	0,988	0,981	0,988	0,992
12	Mine-35	1,011	0,987	0,996	0,991	0,987
13	Mine-36	0,923	0,914	0,908	0,918	0,915
14	Mine-37	1,000	1,002	0,982	0,996	0,988
15	Mine-38	0,977	0,976	0,974	0,978	0,964

* calculated to “coking indicators coal” for which parameter is equal 1

The ranking position calculated on the basis of data from Tables 1 and 2, divided in stem and coking coal, are given Table 3.

Table 3: Place in ranking of coal minings according to quality parameter value

<i>No</i>	<i>Mine</i>	<i>1998</i>	<i>1999</i>	<i>2000.</i>	<i>2001</i>	<i>2002</i>	<i>1998</i>	<i>1999</i>	<i>2000</i>	<i>2001</i>	<i>2002</i>
		ENERGETIC COAL					COCKING COAL				
	Mine-1	13	16	19	23	36					
	Mine-2	20	19	16	12	13					
	Mine-3	18	15	18	7	16					
	Mine-4	14	13	14	14	11					
	Mine-5	1	7	20	25	22					
	Mine-6	19	17	12	11	12	1	4	3	3	3
	Mine-7	25	31	25	31	27	9	8	5	5	6
	Mine-8	12	18	17	5	1	12			12	9
	Mine-9	5	4	7	19	18	2	1	1	1	2
	Mine-10	36	38	35	33	35					
	Mine-11	11	5	13	6	6	6	3	6	8	4
	Mine-12	32	29	29	27	31					
	Mine-13	16	14	8	16	8	11		11	11	12
	Mine-14	15	10	10	10	9	4	10	10	10	10
	Mine-15	3	1	5	13	10					
	Mine-16	35	36	32	36	33					
	Mine-17	10	11	22	9	5					
	Mine-18	23	24	24	20	21					
	Mine-19	7	8	4	4	14					

No	Mine	1998	1999	2000.	2001	2002	1998	1999	2000	2001	2002
	Mine-20	2	2	1	1	4					
	Mine-21	21	22	23	21	19					
	Mine-22	8	12	9	15	2					
	Mine-23	6	3	3	3	7					
	Mine-24	27	23	26	22	23					
	Mine-25	17	20	21	18	20					
	Mine-26	28	28	30	30	25					
	Mine-27	38	37	38	38	38					
	Mine-28	31	33	37	34	28					
	Mine-29	4	6	6	8	17	13	11	12	14	14
	Mine-30	39	39	39	39	39	14	12	13	13	13
	Mine-31	9	9	2	2	3	8	5	2	2	1
	Mine-32	22	21	15	17	15					
	Mine-33	24	25	27	24	26					
	Mine-34	34	34	34	37	37	7	6	8	7	5
	Mine-35	33	35	36	35	32	3	7	4	6	8
	Mine-36	26	26	33	29	34	15	13	14	15	15
	Mine-37	29	27	28	28	30	5	2	7	4	7
	Mine-38	30	30	11	26	29	10	9	9	9	11
	Mine-39	37	32	31	32	24					

The trends of temporal changes of the *parameter of quality* for individual mines are shown in Fig.1 (for steam coal) and Fig. 2 (for coking coal), respectively.

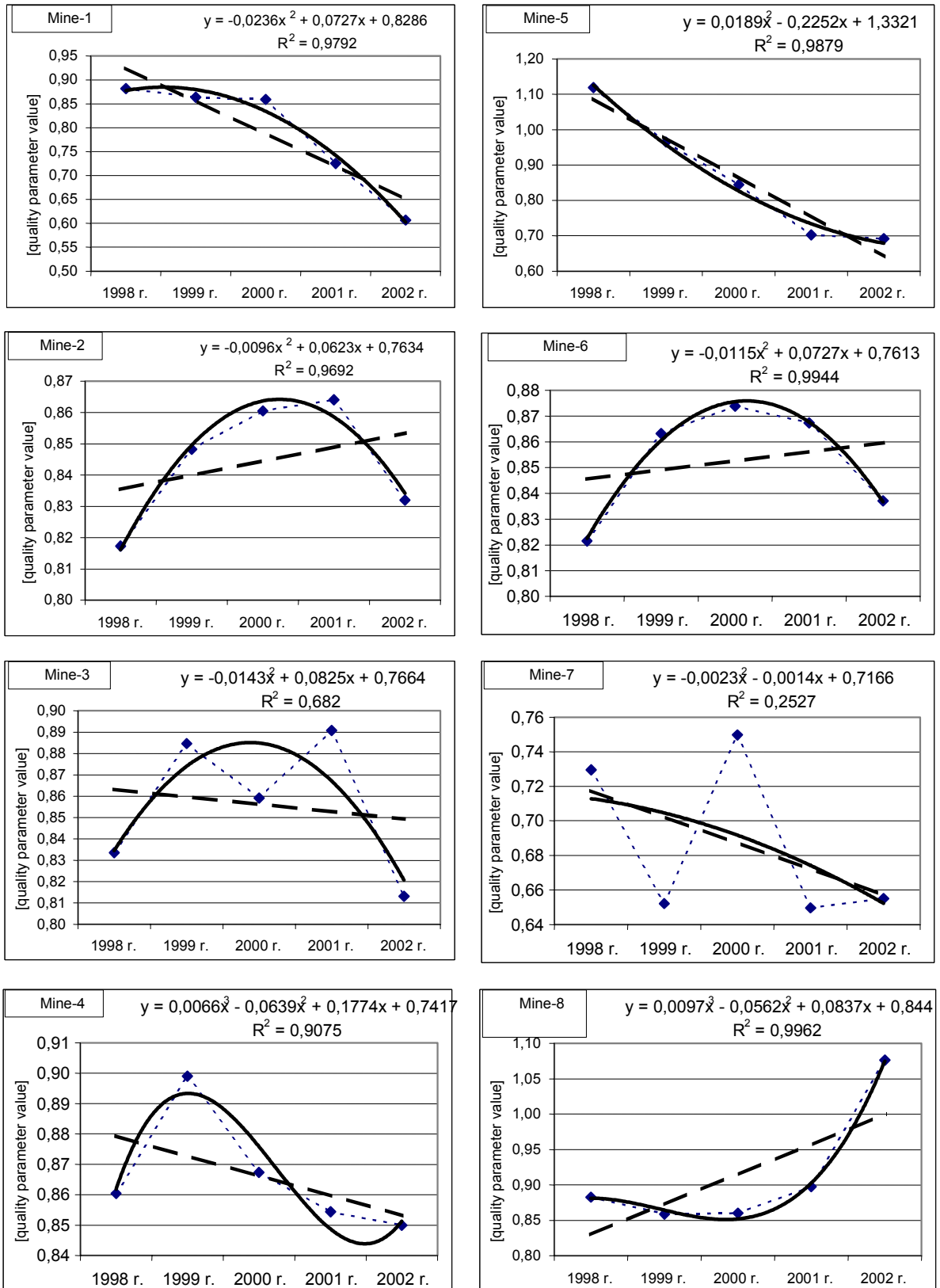
Summary and conclusions

In order to determine *utility* of the product, resulting from its quality parameters, the concept of the *parameter of quality* was introduced as an abstract number calculated in accordance with the presented algorithm. It may also find practical application in the management processes both of a single mine and a group of mines.

In the management of a single mine, one can analyse the trends of temporal changes of this parameter, and take technical and organisational actions promoting the utility of the offered product.

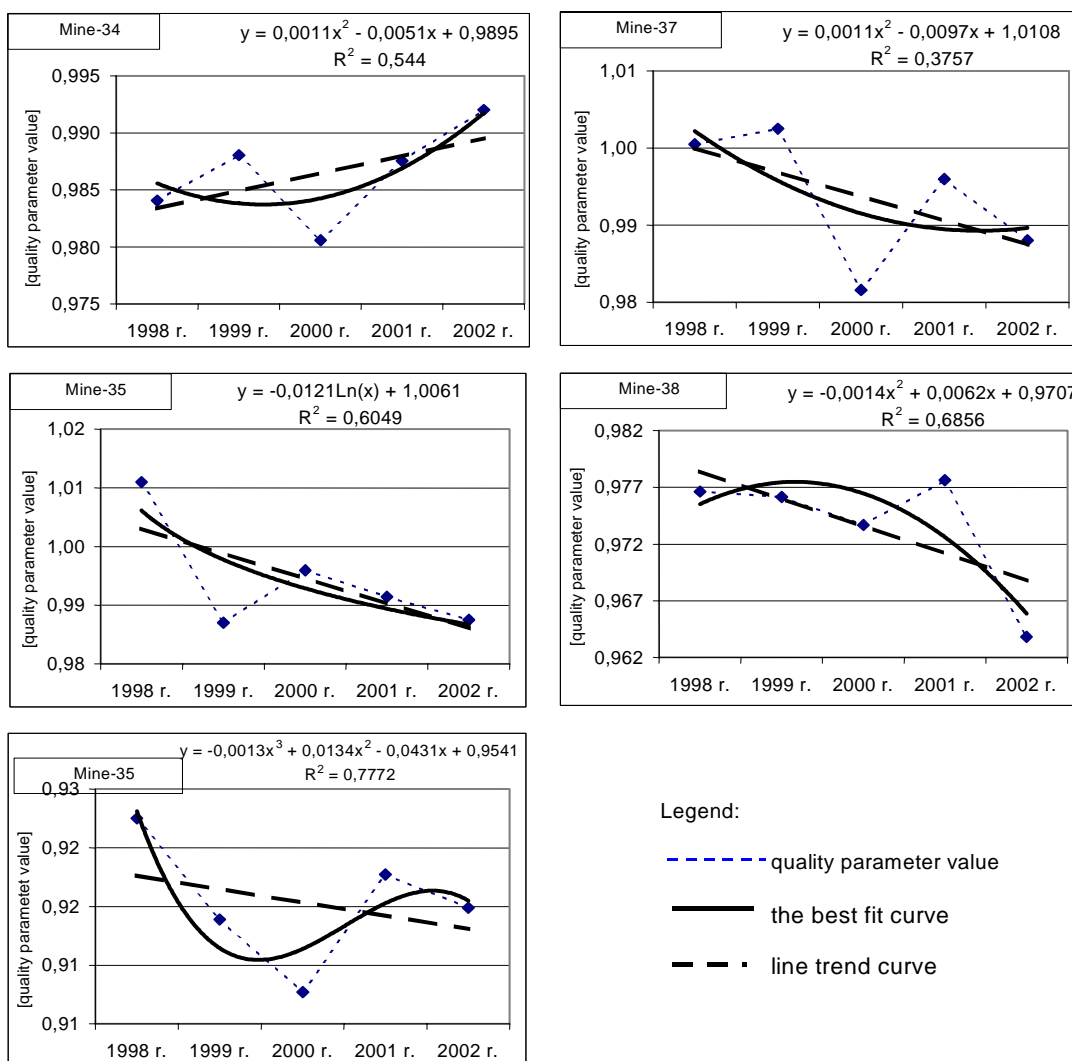
In the case of managing a group of mines, it is possible to compare the utility of products from individual mines, creating their ranking in accordance with this criterion.

Utility of product, computed using a method, which makes possible to quantify, in the form of the *parameter of quality*, depends, in practice on, at least three variables. The first of them is the quality of raw coal and its susceptibility to processing. The second means the technologies available for utilisation, and technical equipment of coal processing plants in the mines. The third one are the requirements of customers defining the desirable quality parameters of purchased coal. Hence, the process of deduction on the causes of this and not the other trend of the *parameter of quality* should take all these three variables in parallel.



Source: own elaborated

Fig 1: Trends of changes of quality parameters for energetic coal (examples)



Source: own elaborated

Fig 2: Trends of changes of quality parameters for cocking coal (examples)

The analyses performed in the paper, based on real data, are exemplary ones for the use of the proposed method. They can also have an independent value, which illustrates the utility of the product from individual mines, as compared to other manufacturers. The proposed method itself and the formulas given can be utilised in current analyses.

Bibliography

1. Biuletyny Państwowej Agencji Restrukturyzacji Górnictwa z lat 1998 – 2002.
2. W. Blasche – „System cen energetycznego węgla kamiennego”, Studia, Rozprawy Monografie Nr. 77, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków, 2000
3. W. Blaschke., E. Mokrzycki, Gruziński.A. Blaschke., Z. Grudziński, A. Karcz, Z. Blaschke, A. Jaworski – „System cen na węgiel kamienny”, Przegląd Górniczy nr. 2, Katowice, 1991
4. R. Pęciak – „Produkcja, użyteczność i wartość w koncepcji Jeana Baptysty Say’a”, w pracy zbiorowej pod red. Urszuli Zagórnej – Jonszta „Teoretyczne i praktyczne aspekty ekonomii”, Zeszyty Naukowe Akademii Ekonomicznej w Katowicach, nr. 22, Katowice, 2002
5. J.B. Say – „Traktat o ekonomii politycznej”, Kraków, 1960

Рекомендовано до публікації д.т.н. Ковалевською І.А.
 Надійшла до редакції 15.05.09

СНИЖЕНИЕ УДЕЛЬНЫХ ЭНЕРГОЗАТРАТ ОЧИСТНЫХ КОМБАЙНОВ ДЛЯ ТОНКИХ ПЛАСТОВ ПУТЕМ ПЕРЕХОДА К СХЕМЕ РАССТАНОВКИ РЕЗЦОВ С ОДНИМ РЕЗЦОМ В ЛИНИИ РЕЗАНИЯ

Из-за ограниченной погрузочной способности шнеков очистных комбайнов для тонких пластов работа комбайна происходит на пониженных скоростях подачи с незначительной толщиной стружки, снимаемой резцом. В статье предлагается увеличить толщину стружки и за счет этого уменьшить энергозатраты путем перехода к разрушению угля не двумя резцами в линии резания, а одним.

Из-за обмеженої завантажувальної здатності шнеків видобувних комбайнів для тонких шарів робота комбайна відбувається на знижених швидкостях подачі із незначною товщиною стружки, яка знімається різцем. В статті пропонується збільшити товщину стружки і за рахунок цього зменшити енерговитрати шляхом переходу до руйнування вугілля не двома різцями в лінії різання, а одним.

Because of limited loading ability of worms of cutter-loaders for thin seams, working of the cutter-loaders happens on underspeeds of moving with a little depth of cut of a chisel. The decrease of energy intensity of cutter-loader at the expense of increase of a depth of cut at changing of destruction of coal by two chisels in a cutting line by destruction of coal by one chisel is proposed in the article.

Введение. Сегодня в Украине вопрос энергосбережения во всех отраслях промышленности является особо острым. По энергоемкости, по расходам энергии на единицу изготовленной продукции Украина опережает развитые страны в 5-7 раз. В Украине действует комплексная государственная программа энергосбережения, в соответствии с которой в статье предлагается способ снижения удельных энергозатрат очистных комбайнов на тонких пластах за счет увеличения толщины стружки, снимаемой резцом. Актуальность направления, в котором проводятся исследования в данной статье, подтверждается тем, что очистной комбайн является основным потребителем электроэнергии среди машин очистного забоя, которые за год потребляют около $3,8 \cdot 10^7$ кВт·ч.

Последние достижения и публикации, на которые опирается автор, выделение нерешенной части в общей проблеме, которой посвящается данная статья. В связи с низкой погрузочной способностью шнека, очистные комбайны на тонких пластах работают в зоне низких скоростей подач, из-за чего уголь разрушается с толщиной стружки менее 2 см. Разрушение угля резцом с толщиной стружки менее 2 см. считается энергетически неэффективным. Увеличение толщины снимаемой резцом стружки до 4-5 см позволит затрачивать на аналогичный объем разрушенного угля на 15-20% меньше электроэнергии.

На сегодняшний день среди очистных комбайнов для тонких пластов с целью повышения погрузочной способности в основном применяются шнеки с двумя лопастями. На каждой лопасти устанавливаются забойные резцы, из-за чего средняя толщина стружки, снимаемой резцами при низких скоростях подачи, имеет небольшое значение (порядка 1,7 см для комбайна УКД300). Забойные резцы располагают на обеих лопастях из соображений безопасности

проведения горных работ. Если в процессе работы комбайна ломается резец, то уголь продолжает разрушаться в нормальном режиме оставшимся резцом второй лопасти в данной линии резания. Среднюю толщину стружки угля при разрушении его резцом можно увеличить только двумя способами: или увеличить скорость перемещения комбайна (в данном случае недопустимо из-за ограничения по погрузочной способности шнека), или уменьшить число резцов в линии резания. В статье предлагается второй способ. Однако при этом повышается опасность проведения горных работ, поскольку при поломке единственного резца в линии резания возникает опасность контакта массива угля с лопастью. А это может привести к значительным перегрузкам элементов привода резания, потери устойчивости корпуса комбайна и опасности возникновения искрения. Поэтому реализация второго способа увеличения толщины стружки угля при резании резцом невозможна без разработки специальных мер, которые обеспечат нормальный режим разрушения угля после поломки резца при применении одного резца в линии резания.

Исследования в статье проводятся с помощью имитационной модели “забой - исполнительный орган - электродвигатель привода резания”, в основу которой заложены известные методики расчета силовых характеристик добычного комбайна [1], математическое описание преобразования энергии в электроприводе [2,3], и результаты многочисленных исследований статистической динамики добычного комбайна для имитации нагрузки на исполнительном органе [3,4]. В качестве входных данных взяты конструктивные параметры очистного комбайна УКД300, а также реализации случайной нагрузки на исполнительном органе комбайна, полученные в ходе испытаний работы очистного комбайна УКД300 в условиях лавы 519 пласта С₅ участка №7 шахты “Павлоградская”.

Формулирование целей статьи, постановка задач. В статье поставлена цель – снизить удельные энергозатраты очистных комбайнов, работающих на тонких пластах, за счет перехода к схеме размещения резцов на шнеке с одним резцом в линии резания. При этом необходимо:

1. Предложить такую схему размещения резцов на шнеке с одним резцом в линии резания, чтобы выполнялись два условия. Первое – разрушение угля после поломки резца должно продолжаться в нормальном режиме без контакта с массивом угля лопасти. Второе – коэффициент вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке не должен существенно увеличиться по сравнению с исходной схемой размещения резцов.

2. Разработать способ фиксирования поломки резца автоматической системой управления комбайном на основе статистического анализа мощности электродвигателя привода резания, как дополнительную защитную меру для предотвращения возникновения аварийной ситуации при поломке резца.

Изложение основного материала исследований. Энергоемкость процесса резания резцом угля имеет нелинейную обратную зависимость от толщины стружки угля. До 4-5 см энергозатраты по экспоненциальной зависимости интенсивно снижаются с увеличением толщины стружки. Далее они существенно не меняются. Эту закономерность можно наблюдать на рис.1,б. На нем сплошной линией показана зависимость средних удельных энергозатрат комбайна

УКД300 при исходной схеме расстановки резцов от скорости подачи, от которой толщина стружки зависит прямо пропорционально при неизменной скорости резания.

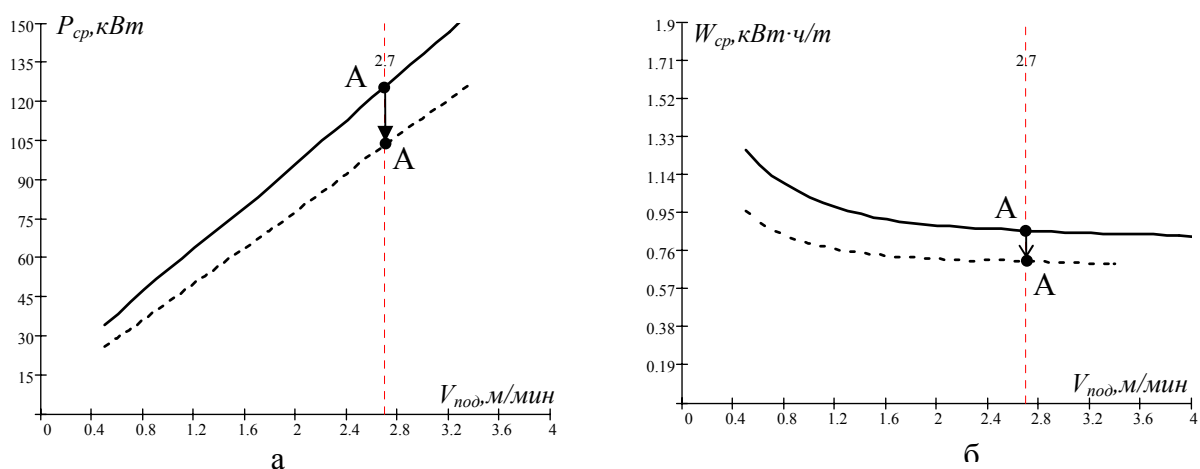


Рис.1. Статические рабочие зависимости комбайна УКД300: а – мощности электродвигателя привода резания от скорости подачи; б – удельных энергозатрат от скорости подачи

Сплошная линия на рис.1,б снижается по экспоненциальной зависимости до значения скорости подачи 1,8 м/мин, после чего снижение происходит практически по линейному закону и интенсивность снижения уменьшается. На линейном отрезке данной линии находится точка А – точка режима работы комбайна с максимальной погрузочной способностью шнека. Именно в этой точке происходит наиболее эффективная работа комбайна УКД300 – с максимальной скоростью подачи и, соответственно, производительностью, насколько позволяют технические ограничения. По координатах точки А на рис.1,а и рис.1,б видно, что при исходной схеме расстановки резцов средняя мощность, потребляемая электродвигателем привода резания, составляет 125,7 кВт, а удельные энергозатраты на разрушение и погрузку угля – 0,8615 кВт·ч/т.

Пунктирными линиями на рис.1 показаны статические рабочие характеристики комбайна УКД300 при разрушении угля одним резцом в линии резания. При изменении схемы расстановки резцов ограничение на скорость подачи по погрузочной способности шнека остается таким же (2,7 м/мин). Поэтому при переходе к разрушению угля одним резцом в линии резания, точка А сместится вниз по вертикальной линии ограничения скорости подачи со сплошной линии на пунктирную (на рисунке показано стрелкой). Для нового положения точки А мощность электродвигателя привода резания равна 103,5 кВт, а удельные энергозатраты – 0,7091 кВт·ч/т. То есть, при переходе к разрушению угля одним резцом в линии резания средняя мощность и удельные энергозатраты уменьшаются на 17,7 % (для комбайна УКД300).

Авторами статьи предлагается использовать такое же количество резцов на шнеке, но половину из них (вторые резцы в линии резания) использовать в качестве страхующих резцов. У данных резцов предлагается уменьшить длину,

чтобы они не контактировали с массивом угля при нормальном режиме резания, и начали разрушать уголь, если основной резец вышел из строя. Ниже приведено обоснование длины страхующих резцов.

Для предотвращения контакта вторых резцов в линии резания с массивом угля, необходимо, чтобы их длина была меньше на величину, равную расстоянию, которое проходит шнек в направлении перемещения комбайна за половину периода оборота. Необходимо учитывать также колебательные движения шнека в пространстве, амплитуда которых по экспериментальным данным не превышает 2 см:

$$L_{\text{страх.рез}} = L_{\text{рез}} - L_{\text{перем.шнека}} - 2 \text{ см} = 10 \text{ см} - \frac{0,5 \cdot T_{\text{пер.шнека}} \cdot V_n \cdot 100}{60} - 2 \text{ см} =$$

$$= 10 - \frac{0,5 \cdot 0,768 \cdot V_n \cdot 100}{60} - 2, \text{ см}$$

Для скорости подачи 2,7 м/мин (критическая скорость подачи комбайна УКД300 по погрузочной способности шнеков) длина страхующего резца должна быть равной:

$$L_{\text{страх.рез}} = 10 - \frac{0,5 \cdot 0,768 \cdot 2,7 \cdot 100}{60} - 2 = 6,3, \text{ см}$$

Применение резцов с уменьшенной длиной делает более жестким ограничение на скорость подачи по присечке державки резца массива угля. Согласно данному ограничению должно выполняться условие:

$$L_{\text{страх.рез}}(V_n) - h_{\text{max}}(V_n) \geq 0,$$

где $h_{\text{max}}(V_n)$ - максимальная толщина стружки, снимаемой резцом (в середине серповидного среза).

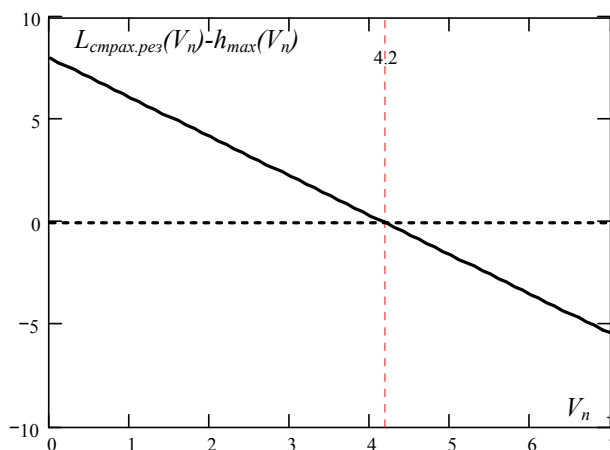


Рис.2. Зависимость разницы длины страхующего резца и максимальной толщины стружки от скорости подачи очистного комбайна

Из графической зависимости разницы длины страхующего резца и максимальной толщины стружки от скорости подачи видно, что очистной комбайн УКД300 со страхующими резцами на шнеке не сможет перемещаться со скоростью выше 4,2 м/мин. Однако это допустимо, поскольку скорость подачи комбайна ограничена погрузочной способностью шнека и имеет критическое зна-

чение 2,7 м/мин. Ниже приведено обоснование схемы размещения основных и страхующих резцов.

Один из основных критериев, характеризующих эффективность размещения резцов, – коэффициент вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке. Чем меньше значение коэффициента вариации конструктивной составляющей, тем больше время безотказной работы элементов редуктора привода резания. С помощью имитационной модели рассмотрены следующие схемы размещения основных и страхующих резцов (при этом основной и страхующий резцы должны быть в одной линии резания и повернутыми друг относительно друга на 180 град.):

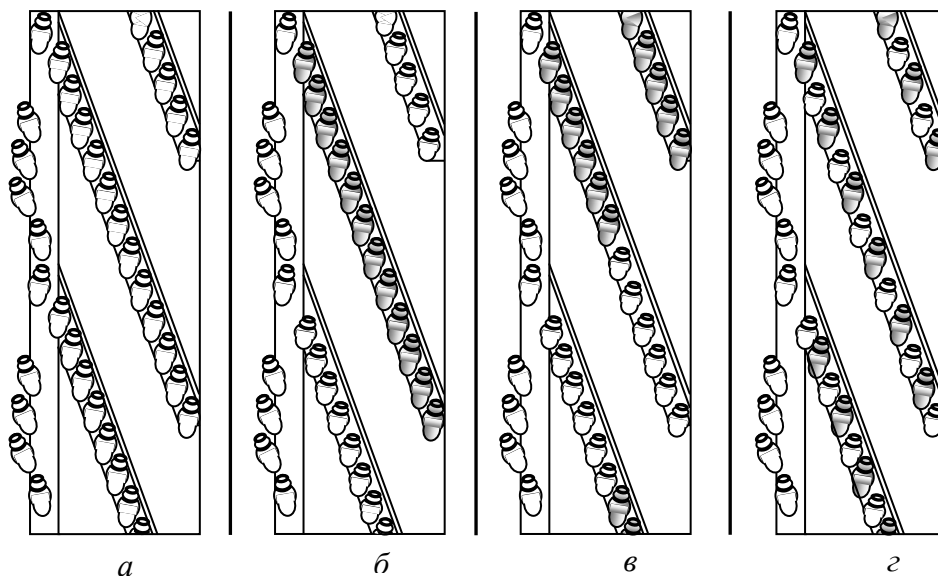


Рис.3. Схемы размещения основных (с заливкой) и страхующих (без заливки) резцов на шнеке

На рис.3,а представлена исходная схема размещения резцов на шнеке с двумя резцами в линии резания. Для нее коэффициент вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке равен 0,092. С помощью статистической обработки результатов имитационного моделирования процесса разрушения угля шнеком получены коэффициенты вариации для остальных схем: для схемы *б* – 0,236; для схемы *в* – 0,522; для схемы *г* – 0,117.

Для учета остальных возможных комбинаций размещения основных и страхующих резцов на шнеке введен конструктивный параметр шнека, который определяет уравновешенность схемы расстановки резцов. Это коэффициент отношения минимального углового расстояния между режущими резцами в соседних линиях резания к максимальному ($k_{\text{уравн}}$). Чем больше данное отношение, тем уравновешенней схема расстановки резцов (и меньше коэффициент вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке). Для исходной схемы размещения резцов коэффициент $k_{\text{уравн}}$ равен 1, поскольку вдоль периметра шнека нет разрыва между режущими резцами (когда заканчивается первая лопасть, то с массивом продолжают контактировать резцы второй лопасти). Для других схем он равен: схема *б* – 0,217; для схемы *в* – 0,113; для схемы *г* – 0,5. После рассмотрения всех возможных комбинаций размещения

основных и страхующих резцов на шнеке получено наибольшее возможное значение коэффициента $k_{уравн}$ для схем с одним режущим резцом в линии резания и построена эмпирическая зависимость коэффициента вариации от коэффициента $k_{уравн}$.

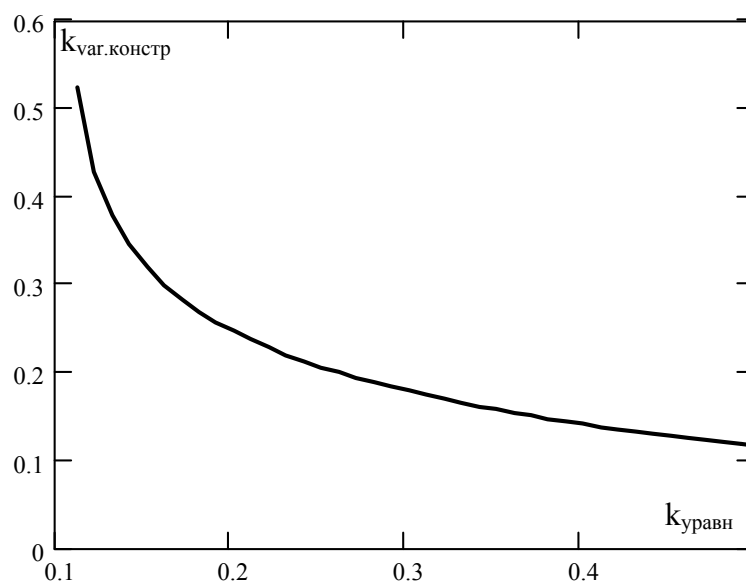


Рис.4. Зависимость коэффициента вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке от отношения минимального углового расстояния между режущими резцами в соседних линиях резания к максимальному

Как видно из рис.4, при увеличении коэффициента $k_{уравн}$ коэффициент вариации снижается по экспоненциальной зависимости. Следовательно, самое минимальное значение коэффициента вариации будет соответствовать той схеме размещения основных и страхующих резцов, для которой коэффициент $k_{уравн}$ будет самым максимальным. Как показали исследования, максимально возможное значение коэффициента $k_{уравн}$ для данного случая равно 0,5, т. е. при схеме, показанной на рис.4,г, будет наблюдаться минимальное значение коэффициента вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке при переходе к разрушению угля одним резцом в линии резания.

Переход к схеме размещения резцов на шнеке с одним резцом в линии резания предъявляет повышенные требования к предотвращению контакта лопасти с массивом угля. Поэтому предлагается способ фиксирования поломки резца автоматической системой управления комбайном при резании угля одним резцом в линии резания с помощью статистического анализа мощности электродвигателя привода резания.

Способ основывается на анализе соотношения мощностей, замеренных на разных угловых интервалах оборота шнека, которое при нормальном режиме разрушения угля постоянно имеет одно и то же значение, а при поломке резца изменяется. Изменение данного соотношения возникает из-за изменения соотношения режущих резцов на разных интервалах замера, поскольку основной

резец после поломки теряет контакт с массивом угля, а страхующий (который находится с противоположной стороны шнека) начинает контактировать с ним.

В качестве численного критерия поломки резца предложено скользящее среднее отношение мгновенных значений мощностей электродвигателя привода резания, замеренных со смещением во времени, равным полупериоду оборота шнека. Временное смещение между замерами выбрано равным полупериоду оборота шнека потому, что угловое расстояние между основным и страхующим резцами в линии резания равно 180 градусам. С помощью скользящего усреднения практически устраняется воздействие на отношение мощностей высокочастотной составляющей динамики мощности. Для расчета шага замеров мгновенных значений мощности и времени скользящего усреднения в ходе исследований определены верхняя и нижняя граничные частоты высокочастотной составляющей мощности, которые равны соответственно 393 рад/сек и 20 рад/сек. Тогда шаг замера мгновенных значений мощности:

$$T_{\text{шаг}} = \frac{\pi}{\omega_{\text{ср.верх}}} = \frac{\pi}{393} = 0,008, \text{ с}$$

А время скользящего усреднения отношения мгновенных значений мощности:

$$T_{\text{уср}} = \frac{50}{\omega_{\text{ср.нижн}}} = \frac{50}{20} = 2,5, \text{ с}$$

Следовательно, формула для численного критерия поломки резца, с помощью которого автоматическая система управления очистным комбайном фиксирует поломку резца:

$$k_{\text{пол.}i} = \frac{\sum_{x=i-313}^i \begin{cases} \frac{P_{x-48}}{P_x} & \text{if результат округления } (x/48) \text{ в сторону} \\ & \text{увеличения - нечетное число } (\text{ceiling}(x/48) - \text{нечетное}) \\ \frac{P_x}{P_{x-48}} & \text{if результат округления } (x/48) \text{ в сторону} \\ & \text{увеличения - четное число } (\text{ceiling}(x/48) - \text{четное}) \end{cases}}{313}$$

где i - номер текущего значения коэффициента отношения мощностей; x - номер мгновенного значения мощности электродвигателя привода резания при суммировании; $x-48$ - мгновенное значение мощности, которое замерено 48 временных тактов назад по отношению к номеру x мгновенного значения мощности (один временной такт равен 0,008 сек.); скользящее усреднение отношения мгновенных значений мощностей осуществляется в течение 313 тактов.

Благодаря тому, что выполняется деление мгновенных значений мощностей, разность между моментами замера которых незначительна (0,384 секунды), практически устраняется влияние на численный критерий поломки резца низкочастотных составляющих мощности. Это происходит потому, что низко-

частотные колебания мощности протекают практически одинаково на временных интервалах, смещенных на 0,384 секунды.

Проведено исследование динамики численного критерия поломки резца без возникновения поломки при постоянной скорости подачи и в переходных режимах работы очистного комбайна УКД300. Примем момент начала замера мощности, когда первый резец у отрезного диска входит в контакт с забоем.

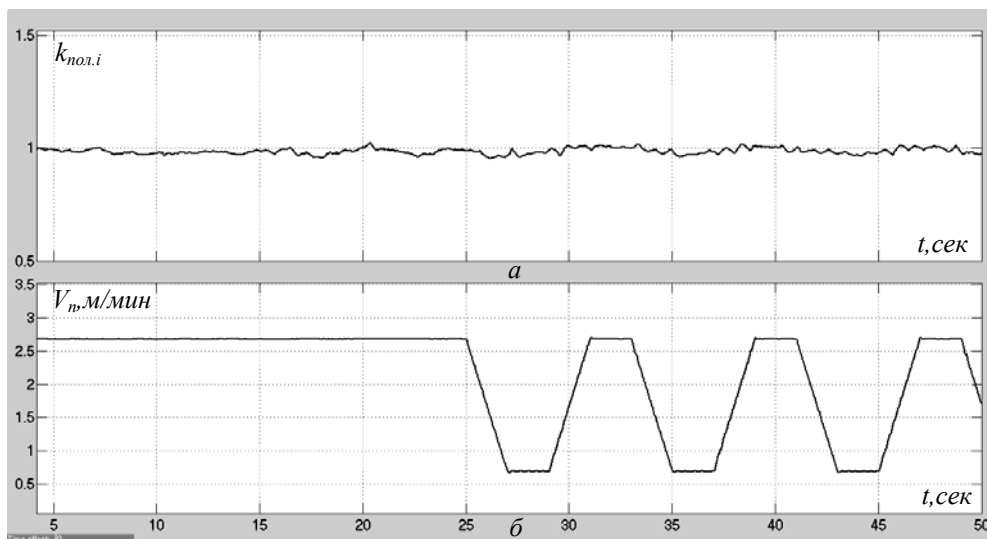


Рис.5. Временные характеристики: а – численного критерия поломки резца; б – скорости подачи очистного комбайна УКД300

На рис.5 представлены результаты имитационного моделирования работы очистного комбайна УКД300. Скорость подачи комбайна (рис.5,б) до 25 с поддерживается на постоянном уровне и ее среднее значение равно 2,7 м/мин. После 25 с уставка скорости подачи поочередно принимает значения 2,7 м/мин и 0,7 м/мин через каждые 4 с.

Из рис.5,а видно, что как при постоянной скорости подачи, так и при переходных режимах работы комбайна наблюдается практически неизменное значение численного критерия поломки резца. Если быть точнее, то наблюдаются случайные колебания численного критерия поломки резца в постоянном диапазоне значений. Данные колебания имеют место из-за конечного времени усреднения (не полностью компенсировано влияние высокочастотной составляющей мощности) и из-за модуляции высокочастотных колебаний мощности низкочастотными (не полностью компенсировано влияние низкочастотной составляющей мощности). Для определения границ данного интервала произведен замер мгновенных значений численного критерия поломки резца в течение времени:

$$T_{\text{зам.крит}} = \frac{50}{\omega_{\text{гр.н-ч}} \cdot 360} = \frac{50}{0,0001 \cdot 360} = 1389, \text{ ч}$$

где $\omega_{\text{гр.н-ч}}$ - нижняя граничная частота для низкочастотных колебаний мощности, рад/с.

На рис.6 представлена гистограмма эмпирического распределения собранных мгновенных значений численного критерия по интервалам, на которые

разбит диапазон изменения численного критерия. Из рисунка видно, что вид данной гистограммы с большой вероятностью соответствует нормальному закону распределения случайной величины. Среднее значение численного критерия поломки резца составило 0,98. Также из рисунка видно, что с вероятностью, равной единице для условий вычислительного эксперимента, можно утверждать, что изменение численного критерия поломки резца всегда будет происходить в диапазоне от 0,93 до 1,03.

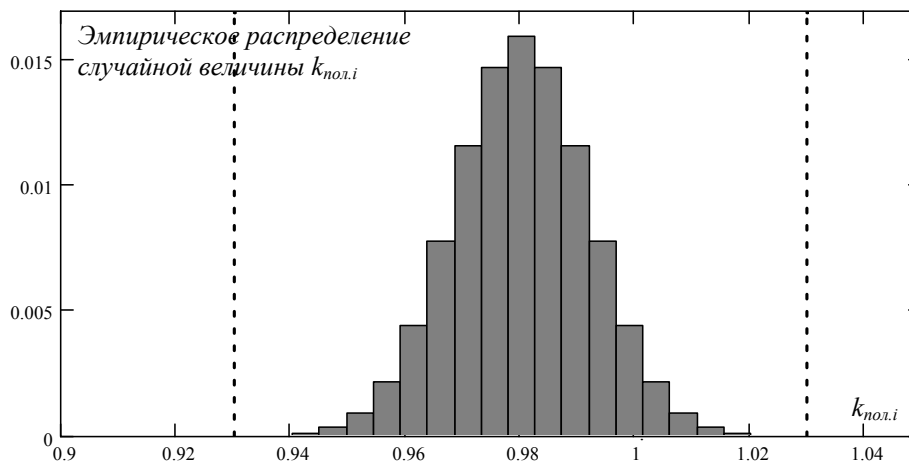


Рис.6. Гистограмма эмпирического распределения значений численного критерия поломки резца

Проведено исследование динамики численного критерия поломки резца при наступлении поломки первого резца со стороны отрезного диска.

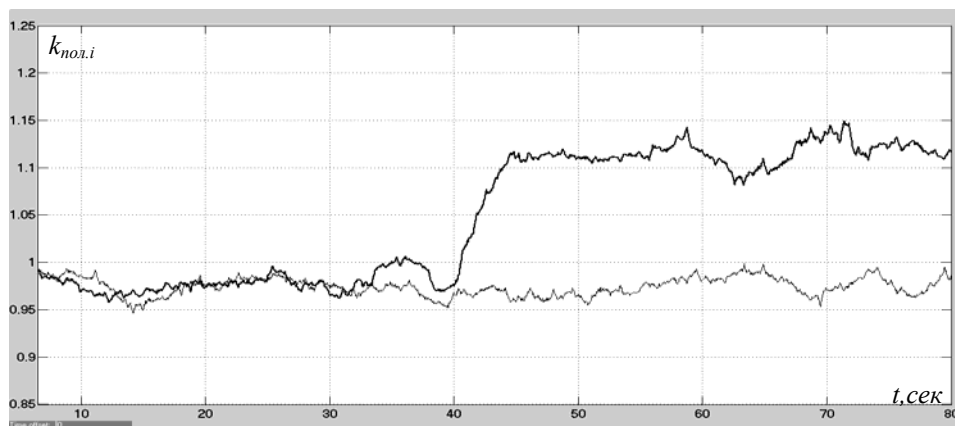


Рис.7. Динамика численного критерия поломки резца: жирная линия – при поломке первого резца со стороны отрезного диска; тонкая линия – при разрушении угля без поломок резцов

Поломка резца происходит на 40 секунде. Как видно из рис.7, до 40 с как толстая линия, так и тонкая представляют собой случайные колебания в диапазоне значений от 0,93 до 1,03. Сразу после 40 с (см. толстую линию) происходит резкое увеличение численного критерия, и он становится больше верхней границы диапазона изменения его значений при отсутствии поломки (1,03). При работе очистного комбайна с поломанным резцом (после 40 с) диапазон изменения значений численного критерия смещается вверх (границы диапазона

составили 1,07 - 1,17), а его среднее значение увеличивается до 1,12 (на 14,3 %). Тонкая линия после 40-й с не выходит из границ 0,93 - 1,03, что свидетельствует об отсутствии поломок резцов шнека.

Таким образом, условие наступления поломки реза звучит следующим образом: если скользящее среднее отношение мгновенных значений мощностей электродвигателя привода резания, замеренных со смещением во времени, равным полупериоду оборота шнека, станет больше значения $(\bar{k}_{пол} + 0,051 \cdot \bar{k}_{пол})$ или меньше значения $(\bar{k}_{пол} - 0,051 \cdot \bar{k}_{пол})$, то имеет место поломка реза:

$$\begin{cases} (\bar{k}_{пол} - 0,051 \cdot \bar{k}_{пол}) \leq k_{пол.i} \leq (\bar{k}_{пол} + 0,051 \cdot \bar{k}_{пол}) & - \\ & \text{нормальная работа} \\ k_{пол.i} < \bar{k}_{пол} - 0,051 \cdot \bar{k}_{пол} \text{ or } k_{пол.i} > \bar{k}_{пол} + 0,051 \cdot \bar{k}_{пол} & - \\ & \text{поломка реза} \end{cases}$$

где $\bar{k}_{пол}$ – среднее значение численного критерия поломки реза, усредненное в течение всей работы очистного комбайна.

Выводы:

1. Применение одного реза в линии резания позволило снизить среднюю мощность, потребляемую электродвигателем привода резания при работе очистного комбайна с максимальной погрузочной способностью шнека, на 18,6 % (для комбайна УКД300 с 124 кВт до 101 кВт).

2. Для обеспечения разрушения угля одним резцом в линии резания с подстраховкой вторым резцом в этой же линии резания необходимо сократить конструктивный вылет страхующего реза на 40-50%. Из всех вариантов схем размещения основных и страхующих резцов на шнеке минимальное значение коэффициента вариации конструктивной составляющей момента сопротивления на шнеке наблюдается при схеме, когда основные и страхующие резцы располагаются на обеих лопастях по всей длине, чередуясь через один.

3. Скользящее среднее отношение мгновенных значений мощностей электродвигателя привода резания, замеренных со смещением во времени, равным полупериоду оборота шнека, изменяется случайным образом в границах $(\bar{k}_{пол} - 0,051 \cdot \bar{k}_{пол}) \leq k_{пол.i} \leq (\bar{k}_{пол} + 0,051 \cdot \bar{k}_{пол})$ при отсутствии поломок резцов на шнеке и выходит из этих границ при наступлении поломки реза.

Полученные результаты исследований будут применены в институте “Донгипроуглемаш” при проектировании угольных комбайнов нового поколения.

Список литературы

1. Позин Е.З., Меламед В.З., Тон В.В. Разрушение углей выемочными машинами/ Под ред. Е.З. Позина. – М.: Недра, 1984.- 288 с.
2. Копылов И.П. Электрические машины.- М.: Логос, 2000.- 607 с.
3. Стариков Б.Я., Азарх В.Л., Рабинович З.М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов.- М.: Недра, 1981.- 288 с.
4. Докукин А.В., Красников Ю.Д., Хургин З.Я. Статистическая динамика горных машин.- М.: Машиностроение, 1978.- 239 с.

*Рекомендовано до публикації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 30.04.09*

ВИЗНАЧЕННЯ СИЛ ВІД ЛОКАЛЬНОЇ НЕДОСКОНАЛОСТІ ШАХТНОЇ КОЛІЇ В МАТМОДЕЛІ ШАРНІРНО-ЗЧЛЕНОВАНОГО ЛОКОМОТИВА ПРИ ГАЛЬМУВАННІ

Определены силы воздействия локальных несовершенств шахтного пути на шарнирно-сочлененный локомотив, движущийся в режиме торможения. Это позволяет формировать обобщенные силы для численного решения системы уравнений, входящих в динамическую модель движения шарнирно-сочлененного локомотива по реальному шахтному рельсовому пути.

Визначені сили дії локальної недосконалості шахтного шляху на шарнірно-зчленований локомотив, що рухається в режимі гальмування. Це дозволяє формувати узагальнені сили для чисельного вирішення системи рівнянь, що входять в динамічну модель руху шарнірно-зчленованого локомотива по реальній шахтній рейковій колії.

Forces of influence of local imperfections of mine way on the joint-joined locomotive in the braking are certain. It allows to form the generalized forces for the numeral decision of the system of the equalizations included in the dynamic model of motion of the joint-joined locomotive on the real mine rail way.

При створенні динамічної моделі шахтного локомотива виникає необхідність визначення сил, що впливають на нього в процесі руху, а це своєю чергою дозволить визначити узагальнені сили в рівнянні Лагранжу другого роду. Для традиційних двовісних шахтних локомотивів ці сили достатньо точно розраховані в режимі тяги на прямих і криволінійних ділянках шляху [1]. З високим ступенем точності вони визначалися для шахтних шарнірно-зчленованих локомотивів при русі в сталому режимі по ідеальній кривій без урахування пружно-дисипативних параметрів колії [2]. Проте необхідно також визначати сили дії короткої (одиночної) та довгої динамічної локальних недосконалостей шахтної колії на шарнірно-зчленований локомотив, що рухається в перехідних режимах, зокрема при гальмуванні, як на прямих, так і криволінійних ділянках реальної шахтної рейкової колії.

У розрахунковій схемі динамічної моделі шарнірно-зчленованого шахтного локомотива Э10 (рис. 1) враховані не тільки сили взаємодії коліс з рейками, але й гравітаційних та магніторейкових гальм, а також сила на зчепленні локомотива, відповідна складу вагонеток що транспортуються [3]. Оскільки звичайно для службового гальмування використовують динамічне гальмування двигуном та колісно-колодковими гальмами, або дисковими осьовими а також трансмісійними гальмами, то гальмівна сила локомотива реалізується в точці контакту колеса з рейкою. На якість формування цієї сили суттєво впливають локальні недосконалості рейкової колії, тому сили, що викликаються ними, повинні бути достатньо точно визначені в математичній моделі. Використані в конструкції вказаного локомотива секційні магніторейкові та гравітаційні гальма мають порівняно короткі (не більш 250 мм) гальмівні колодки, які по мірі зносу (після 15 % терміну роботи) отримують у вертикальній площині руху кривизну, що дорівнює від 7 до 10 радіусів колеса, тому механізм подолання ними локальної

недосконалість може бути описаний тими ж залежностями, що і для коліс локомотива. Але вертикальні сили від одиничних нерівностей не діють постійно, а виникають періодично з деякою частотою, залежною від чинників що їх викликають.

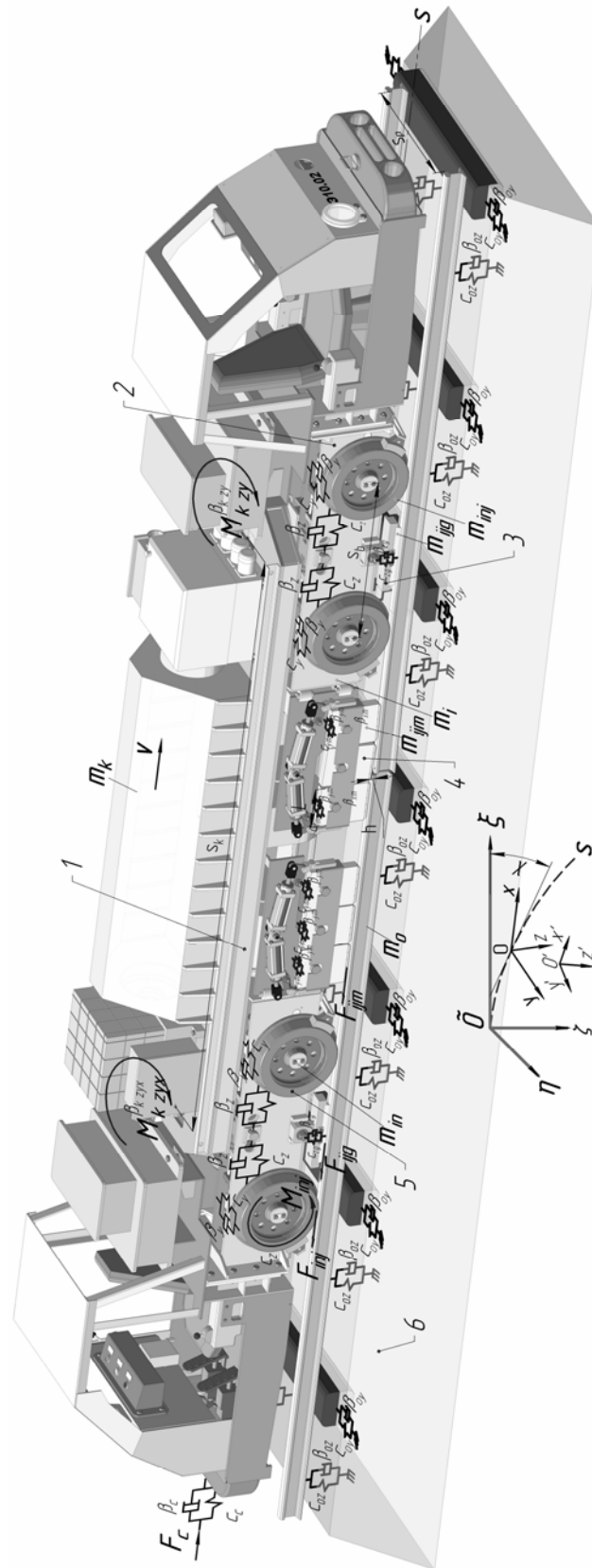


Рис. 1. Розрахункова схема розміщення локомотива на шахтній колії

У загальному випадку зв'язки коліс та рейкових гальм з рейками є неголономні, але можуть бути замінені за принципом Д'Аламбера-Лагранжа їх реакціями на систему таким чином, що траєкторія руху звільненої системи залишиться незмінною. При цьому компоненти реакцій зв'язків є міри Лебега-Стілтєса. Одержані реакції необхідні для визначення узагальнених сил в рівнянні Лагранжа другого роду, що описує динамічну модель шарнірно-зчленованого локомотива. Сили від вертикальних нерівностей рейок, діючі на локомотив, прикладаються стрибкоподібно по узагальненій координаті $z_{o inj}$.

Для позначення змінних прийняті наступні основні нижні індекси, що визначають приналежність змінної до певного об'єкта математичної моделі:

k – до середньої секції; i – до тягових секцій ($i = 1, 2$), при цьому 1 позначена перша по ходу руху у напрямку осі $\tilde{O}\xi$ секція;

in – до колісних пар i -ї секції ($n = 1, 2$), при цьому 1 позначена ближня до кабіни секції колісна пара;

inj – до коліс in -ї пари, пружних і демпфуючих елементів ($j = 1, 2$), при цьому 1 позначені ліві у напрямку до кабіни колеса;

ijm – до m -ї секції ($m = 1, 3$) секційного магніторейкового гальма, встановленого біля j -го колеса i -ї секції, при цьому 1 позначена ближня до кабіни секція гальма;

ijg – до g -ї секції ($g = 1, 3$) секційного гравітаційного гальма, встановленого біля j -го колеса i -ї секції, при чому 1 позначена ближня до кабіни секція гальма;

ins – до колісно-колодкового гальма, встановленого на n -й колісній парі ($s = 1, 2$), причому 1 позначені ліві у напрямку до кабіни колодки;

ind – до дискового гальма, встановленого n -й колісній парі ($d = 1, 2$) при цьому 1 позначені ліві у напрямку до кабіни колодки;

id – до дискового гальма, встановленого в приводі i -ї секції, при чому 1 позначені ближні у напрямку до кабіни колодки;

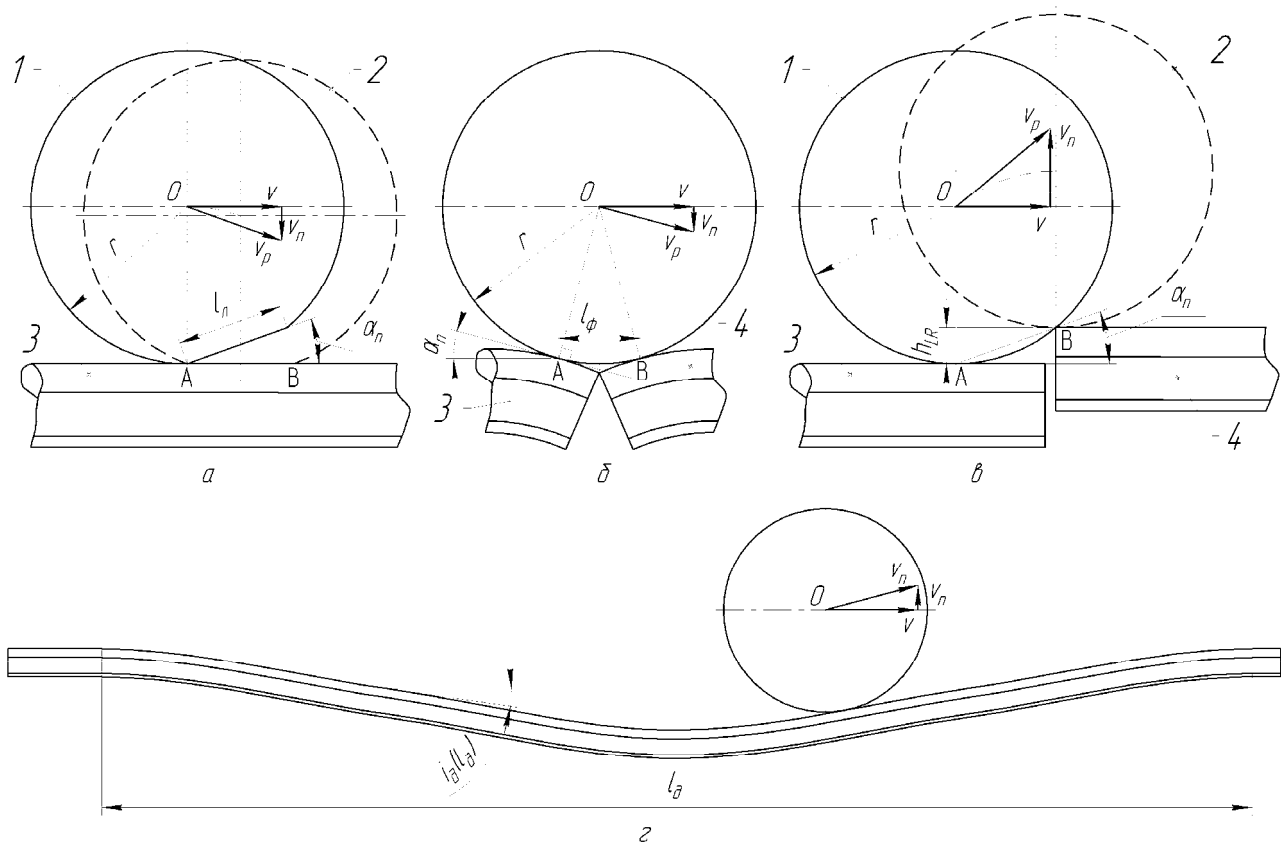
it – до тягового двигуна, встановленого в приводі i -ї секції; o – до основи (рейкова колія); L – до лівої рейки; R – до правої рейки.

Індекси i, n, j, m, g, s, d можуть вживатися в математичних виразах самостійно як коефіцієнти та показники ступеня, позначаючи кількість відповідних елементів локомотива.

Усі фізичні величини мають розмірності в системі СІ.

Локомотив (див. рис. 2) складається з середньої секції 1, що спирається на дві тягові секції 2, обладнані рейковими гальмами двох типів (гравітаційний 3 та магнітний 4). На кожній тяговій секції встановлені по дві колісні пари 5, сполучені з рамою секції за допомогою пружньо-дисипативних зв'язків вертикального підвішування (c_z та β_z відповідно) з можливістю горизонтальних поперечних переміщень в гумометалевих шарнірах (c_y та β_y). Зв'язки вертикального підвішування розташовані на схемі горизонтально, оскільки електровоз Э10 має оригінальну систему важеля підвішування з горизонтальним розташуванням циліндрових спіральних пружин підвіски. Ширина рейкової колії по-

значена s_p , база візка – s_b , а довжина середньої секції по осях опор – s_k . Маси тягових секцій локомотива дорівнюють m_i , а середньої – m_k . Маси колісних пар позначені m_{in} , а коліс – m_{inj} . Маса секції магніторейкового гальма дорівнює m_{ijm} , а невіднесена маса секції гравітаційного – m_{ijg} . Параметри пружньо-дисипативних зв'язків вертикального підвішування колодок гравітаційного гальма на рамі тягової секції позначені c_{zg} та β_{zg} відповідно. Параметри пружньо-дисипативних зв'язків поперечних переміщень і кутових коливань по узагальнених координатах секцій магніторейкового гальма задані як c_{ym} та β_{ym} відповідно. Моменти тертя в опорах з'єднання середньої та тягових секцій навколо відповідних осей позначені як $M_{k\ zyx}$, а коефіцієнти дисипації – $\beta_{k\ zyx}$.



- a* – зрізна на колесі (гостряк колодки магніторейкового гальма)
- б* – просідання кінців рейок на стику
- в* – сходинка на рейковому стику
- г* – довга динамічна нерівність

Рис. 2. Взаємодія коліс з короткими та довгими нерівностями

Шахтний локомотив рухається в часі t уздовж осі S із швидкістю v по криволінійній ділянці радіусом $R(S)$ пружньо-дисипативного рейкового шляху δ із статичним подовжнім ухилом $i_p(S)$.

Напрямок руху локомотива враховуємо ознакою, рівною одиниці при русі у напрямі осі ξ нерухомої системи координат. Відповідно при протилежному напрямі руху $\xi_v = -1$, оскільки

$$\xi_v = \frac{v}{|v|}.$$

На колеса локомотива та гальмівні колодки рейкових гальм впливають зокрема сили, що викликаються короткою (одиночною) та довгою динамічною локальною недосконалістю шахтної колії. Параметри шляху заздалегідь вимірюють на конкретній ділянці [4] та апроксимують математичними функціями по координаті шляху S . Нерівності враховують у вигляді статичного поперечного ухилу, сходинки рейкового стику – висотою h_{LR} , при чому величину сходинки на лівій рейці (при позитивному напрямі руху ξ_v) позначають $h_L(S)$, а на правому – $h_R(S)$. Сходинки послідовно долають як колеса екіпажа так і секції гравітаційного й магніторейкового гальм у відповідній точці рейкової колії. Взаємодія їх з короткими (одиночними) та довгими нерівностями рейкової колії визначаються розрахунковими схемами, представленими на рис. 2 на прикладі коліс локомотива. Тут вказані швидкості кочення коліс, які відповідають швидкостям ковзання колодок рейкових гальм, що дорівнюють швидкості руху локомотива.

Колесо із зрізиною завдовжки l_l , переміщаючись з положення 1 в положення 2 по рейці 3 (див. рис 2 а), повертається навколо миттєвого центру обертання A та отримує додаткову вертикальну складову швидкості, внаслідок чого вектор результуючої швидкості v_p відхиляється від первинного напрямку, що викликає удар колеса об рейку силою, що дорівнює

$$N_{l inj} = v \frac{l_l}{2r} \sqrt{c_{кол} m_{oz}},$$

де $c_{кол}$ – контактна жорсткість коліс, дорівнює з врахуванням наявних експериментальних даних [5] приблизно 5108 Н/м;

m_{oz} – маса колії, зведена до колеса у вертикальному напрямку;

r – радіус круга катання колеса (для магніторейкового гальма дорівнює r_{ijm} , а для гравітаційного – r_{ijg} відповідно).

Частота пульсацій цієї сили в герцах на кожному колесі дорівнює виразу

$$\lambda_l = \frac{v}{l_l}.$$

Колесо, що провалюється в просідання кінців рейок 3 та 4 (див. рис. 2 б) на стику, також додатково вдарає по рейках з силою, величина якої визначається по формулі

$$N_{\phi inj} = v \frac{l_{\phi}}{2r} \sqrt{c_{кол} m_{oz}},$$

де l_{ϕ} відстань між точками дотику рейок з колесом. Визначається на стику емпірично за шаблоном радіусом r .

Частоту пульсацій цієї сили в герцах на кожному колесі знаходять з формули

$$\lambda_{\phi} = \frac{v}{l_{pn}},$$

де l_{pn} довжина рейки (однієї рейки або декількох, зварених у стик між собою).

Коли колесо виїжджає на сходинку рейкового стику висотою h_{LR} , перекочуючись із положення 1 в положення 2 (див. рис. 2 в), воно відчуває додаткову силу удару об рейку 4, що дорівнює

$$N_{c inj} = 2v \sqrt{\frac{h_{LR}}{2r}} \sqrt{c_{кол} m_{oz}}.$$

Частота пульсацій і величина цієї сили залежать від якості скріплення торців рейок і, відповідно, величини сходинки на кожному з них, які визначаються експериментально.

Додаткові навантаження від динамічних прогинів рейкових ниток під колесами локомотива визначаються з розрахункової схеми (див. рис. 2 з) як від довгих синусоїдальних нерівностей по виразу

$$N_{\partial inj} = \frac{\pi^2}{2} i_{\partial}(l_{\partial}) v \sqrt{c_{кол} m_{oz}},$$

де $i_{\partial}(l_{\partial})$ динамічний прогин рейкової нитки по довжині колії, що залежний від типу рейки, роду баласту та відстані між шпалами. Використовуючи експериментальні дані [5], середній ухил синусоїдальної нерівності можна визначити як

$$i_{\partial cp} = k_{\partial} \beta_{\partial} \gamma_{\partial} l_{ш} G_{inj},$$

де k_{∂} – коефіцієнт пропорційності, дорівнює $577 \text{ (Н}\cdot\text{м)}^{-1}$;

β_{∂} – коефіцієнт, залежний типу рейки, для Р34 приймають рівним 1,2;

γ_{∂} – коефіцієнт, залежний від роду баласту, для рудникової породи приймають рівним 1,4;

$l_{ш}$ – відстань між осями шпал, приймають рівною 1,5 м;

G_{inj} – статичне навантаження на рейку під колесом. Тоді

$$i_{\partial}(l_{\partial}) = i_{\partial cp} \sin\left(-\pi \frac{2l_{\partial}(S)}{l_{\partial}}\right).$$

Частоту пульсацій цієї сили в герцах на кожному колесі можна вважати рівною

$$\lambda_{\partial} = \frac{v}{l_{\partial}}.$$

Таким чином, вперше одержані універсальні вирази для визначення реакцій неголономних зв'язків від вертикальних локальних недосконалостей шахтної рейкової колії, діючих не тільки на колеса локомотива, але й на магніторейкові та рейкові гравітаційні гальма, для їхнього використання при рішенні рівняння Лагранжа другого роду.

Одержані залежності для реакцій неголономних зв'язків підставляють у вирази для визначення узагальнених сил в рівнянні Лагранжа. Потім, виконуючи відповідні перетворення та процедури, отримують систему нелінійних диференціальних рівнянь, що описують рух шарнірно-зчленованого локомотива по шахтній рейковій колії в режимі гальмування.

Урахування коротких (одичних) та довгих динамічних локальних недосконалостей шахтної колії дозволяє отримати динамічну модель шахтного шарнірно-зчленованого локомотива, що досить точно описує процес його гальмування на реальній ділянці рейкової колії. Це дає можливість створити локомотив з високими тягово-гальмівними характеристиками для роботи на існуючих шахтних коліях і визначити вимоги до профілю шахтних виробок, що будуються, де передбачається використання важких локомотивів нового покоління.

Список літератури

1. Проців В.В. Устойчивость движения локомотива на закруглениях шахтных рельсовых путей // Изв. вузов. Горный журнал. – 1992. – № 7. – С. 64-69.
2. Мишин В.В., Зайцева О.Б. Математическая модель шахтного секционного локомотива в кривой // Изв. вузов. Горный журнал. – 1992. – № 4. – С. 71-74.
3. Проців В.В. Формування динамічної моделі шахтного шарнірно-зчленованого локомотива, що рухається в режимі гальмування // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 4. – С. 76-83
4. Проців В.В. Инерционные, жесткостные и диссипативные характеристики шахтного рельсового пути // Изв. вузов. Горный журнал. – 1991. – № 6. – С. 80-82.
5. Вериго М.Ф. Динамика вагонов. Конспект лекций. М: ВЗИИТ, 1971. – 176 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Блохіним С.Є.
Надійшла до редакції 22.04.09*

УДК.621.867

© В.В. Зиль, А.В. Денищенко, А.Н. Коптовец, Л.А. Якубович

ПОВЫШЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ СТЫКОВЫХ СОЕДИНЕНИЙ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

Приведены результаты экспериментальных исследований прочностных характеристик клеевых соединений резиноканевых лент.

Приведені результати експериментальних досліджень характеристик міцності клейових з'єднань гумовотканинних стрічок.

The results of experimental researches of rubber-fabric ribbons glue joints strength properties are described.

Ленточные конвейеры занимают значительное место в общем объеме транспортного оборудования на предприятиях горно-металлургического комплекса с поточной технологией, на которых ежегодно производится десятки тысяч стыковых соединений, что влечет за собой значительный расход конвейерных лент и потери рабочего времени. Преждевременное разрушение стыков приводит к аварийным остановкам транспортных линий, устранение которых требует большой трудоемкости и связана со значительными материальными затратами.

До настоящего времени широко применялся метод горячей вулканизации стыков конвейерных лент, имеющих различные виды тягового каркаса [1]. Для резинокросовых лент этот метод является единственно возможным, при этом прочность связи зависит от ряда факторов, которые невозможно исключить в процессе изготовления стыковых соединений.

В последнее время с появлением отечественных клеев все более широкое распространение получил способ холодной вулканизации – наиболее перспективный способ соединения лент, при котором отсутствует громоздкое, дорогостоящее вулканизационное оборудование, сокращается общий расход времени на стыковку, уменьшается трудоемкость работ, повышается общая прочность и долговечность стыков [2].

Цель работы – повышение эффективности работы конвейерного транспорта путем увеличения срока службы стыковых соединений резинокросовых лент.

Для достижения поставленной цели необходимо установить зависимости прочности связи стыковых соединений от продолжительности сушки и выдержки, удельного статического давления, температуры внешней среды, толщины ступени и обкладочного слоя.

Для определения степени влияния различных технологических параметров на прочность стыковых соединений проведены исследования резинокросовых лент, изготовленных по ДСТУ 2085.

Испытания проводятся на образцах, которые получены при расслоении ленты лебедкой на разделочном столе, при этом поверхности образцов готовятся следующим образом:

- 1) тканевые прокладки не имеют резиновой прослойки;
- 2) тканевые прокладки с резиновой нешерохованной прослойкой и отпечатками тканевого плетения. Размеры образцов для испытаний на расслоение приняты равными 25 x 160 мм (ГОСТ 6768-75) и на сдвиг - 25x 60 мм (ГОСТ 14759-69). Для получения достоверного результата на каждое испытание берутся по шесть образцов. На поверхностях образцов для испытаний не допускается попадание пыли (кроме специальных испытаний).

Для изготовления соединений применялась клеевая композиция, состоящая из раствора 5К (ТУ 38-405-563-85) и 6-10% клея – лейконата (ТУ 6-14-95-85). Приемы и операции при технологии склейки направлены на создание условий полного контакта между адгезивом и двумя поверхностями субстрата. Промазка образцов осуществляется дважды слоем клеевой композиции толщиной 0,1-0,3 мм, при этом наплывы и подтеки от клеевой композиции не допускаются. Сушка после первой промазки осуществляется в течение 0,5 ч, толщина кле-

вой пленки в конце процесса должна составлять 0,05 мм, затем процесс повторяется.. После второй промазки осуществляют сушку при атмосферном давлении $99,9 \cdot 10^3$ Па, температуре внешней среды $23 - 25^0$ С и влажности воздуха 68 – 72%.

После совмещения образцов их сжимают прессом под различными статическими усилиями: $2 \cdot 10^5$ Н/м²; $4 \cdot 10^5$ Н/м²; $5 \cdot 10^5$ Н/м²; $8 \cdot 10^5$ Н/м².

Для определения прочности на разрыв образцы расслаивали на разрывной машине FPZ - 1000 фирмы ФЭБ "Веркцойгмашиненколбинат" - "Фритц Хеккерт, Карл-Маркс-Штадт". Регистрация усилий расслоения, проведена потенциометрами с диаграммной записью. Скорость при расслоении и сдвиге соединений приняты, соответственно, 100 мм/мин и 10 мм/мин.

После разрыва проводится исследование поверхностей образцов на стереоскопическом микроскопе МБС9 (ТУ 33.1210-78).

В процессе исследований варьировались следующие технологические параметры: время сушки второй клеевой промазки; время выдержки (вулканизации) соединения; усилие прижатия соединяемых образцов; пылевой режим и попадание на поверхность образцов частичек пыли; температура внешней среды; толщина ступени и рабочей обкладки ленты.

Оптимизация продолжительности сушки второй промазки клеевой композицией осуществляется изменением времени от 0,17 ч до 4 ч, причем до 0,5 ч интервал составлял 0,085 ч, а после 1,0 ч интервал составлял один час. Для образцов использована резинотканевая лента типа ТК-100. Температура внешней среды $19 \div 22^0$ С, влажность воздуха $60 \div 66\%$, атмосферное давление – $101 \cdot 10^3 \div 103 \cdot 10^3$ Па.

Характер изменения прочности связи при расслоении приведен на рис.1.



Рис. 1. Зависимость прочности связи соединения от продолжительности сушки слоя клея второй промазки (удельное статическое усилие прижатия $5 \cdot 10^5$ Н/м²)

Как видно, характер изменений прочности связи при различной продолжительности сушки второго слоя клеевой композиции и различных усилиях статических прижатий идентичны. Прочность связи имеет экстремальные значения в интервалах с продолжительностью времени сушки клеевого слоя второй промазки от 0,25 ч до 0,42 ч и от 1,5 ч до 2,0 ч. В интервале с продолжительностью времени сушки второй промазки клеевой композицией от 1,5 ч до 2 ч для получения более прочной связи соединения необходимо приложить статическое усилие прижатия более $8 \cdot 10^5$ Н/м².

Следует отметить, что при статическом усилии прижатия $2 \cdot 10^5$ Н/м² и менее, значения экстремумов прочности связи при расслоении неявно выражены. С увеличением статического усилия прижатия более $5 \cdot 10^5$ Н/м² прочность связи максимальная при времени сушки клеевого слоя второй промазки 0,42 ч, а с увеличением статического усилия прижатия более $8 \cdot 10^5$ Н/м² максимальная прочность связи наблюдается при сушке второго клеевого слоя в течение 0,33 ч.

Расслоение образцов происходит непосредственно по клеевому слою - адгезиву и по границе клеевого слоя с поверхностью субстрата. С увеличением статического усилия прижатия более $8 \cdot 10^5$ Н/м² количество кратеров увеличивается с $5 \cdot 10^4$ шт/м² до $20 \cdot 10^4$ шт/м², а диаметр кратеров с 1,5 мм до 0,01 мм. С увеличением статического усилия прижатия до $16 \cdot 10^5$ Н/м² количество кратеров увеличивается до $40 \cdot 10^4$ шт/м², а их диаметры уменьшаются до $5 \cdot 10^{-6}$ м.

Изменения прочности связи при расслоении образцов в зависимости от статического усилия прижатия и продолжительности времени сушки клеевого слоя второй промазки показывают, что первый экстремум происходит в интервале статического усилия прижатия от $5 \cdot 10^5$ Н/м² до $6 \cdot 10^5$ Н/м². Прочность связи при этих усилиях прижатия равны. Вторые экстремальные значения происходят при статическом усилии прижатия равном $16 \cdot 10^5$ Н/м². Начиная с продолжительности времени сушки клеевого слоя второй промазки от 0,25 ч до 2,0 ч прочность связи увеличивается с 1,8 Н/мм до 3,1 Н/мм, при времени сушки второй промазки 2 ч прочность связи уменьшается (см. рис. 1).

Оптимизация времени выдержки (вулканизации) осуществляется с различной продолжительностью: 1,0 ч; 2,0 ч; 4,0 ч; 24 ч. Сразу же после выдержки соединения расслаивают при тех же режимах движения зажимов. Анализ показывает, что при времени выдержки соединения равном одному часу прочность связи повышается в среднем на 36%, при двух часах на - 48%, при четырех часах на - 62%, при выдержке соединений в течение 24 ч прочность связи возрастает на 68%. В дальнейшем, рост прочности связи замедляется. Прочность связи полученная сразу при соединении субстратов клеевой композицией равна 48-50% прочности неразрушенной ленты.

Максимальная прочность связи в соединении может быть достигнута только на 5-7 сутки. В этом случае прочность связи соединения может достичь прочности связи в самой ленте по ДСТУ2085 (3Н/мм-4,5 Н/мм;). Однако это происходит не во всех случаях. Наилучшие показатели по прочности связи может быть достигнуты в случае, когда одна из поверхностей ступеней стыка имеет резиновую прослойку (шерохованную или нешерохованную с отпечат-

ками тканевого плетения). Прочность связи интенсивно растет начиная с времени выдержки от 1 и до 4 ч второй промазки от 0,25 и до 0,42 ч (рис. 2).



Рис. 2. Изменение прочности связи соединения при различной продолжительности времени выдержки

При статическом усилии прижатия в интервале от $2 \cdot 10^5$ Н/м² до $8 \cdot 10^5$ Н/м² прочность связи возрастает в 1,6 -2,8 раза. С увеличением времени сушки клеевого слоя второй промазки и времени выдержки соединения любой продолжительности при расслоении на поверхности субстрата имеется плотная структура клеевой пленки, которая хорошо соединяется с поверхностью, прочность связи при этом между поверхностями субстратов снижается.

После промазок и их сушки осуществляется совмещение поверхностей субстратов, их сжатие прессом для плотного соединения. Статические усилия сжатия при этом составят $2 \cdot 10^5$ Н/м²; $5 \cdot 10^5$ Н/м²; $8 \cdot 10^5$ Н/м²; $16 \cdot 10^5$ Н/м², продолжительность действия усилий – $2,8 \cdot 10^{-3}$ ч. С увеличением статических усилий прижатия и незначительном времени сушки клеевого слоя второй промазки прочность связи снижается (рис. 3).

При статическом усилии прижатия в $2 \cdot 10^5$ Н/м² и времени выдержки соединения 4 ч максимальная прочность связи между прокладками равна 73% прочности связи в целой ленте. С увеличением статического усилия прижатия до $8 \cdot 10^5$ Н/м² и времени выдержки 4 ч, максимальная прочность связи между прокладками равна 70% прочности связи в целой ленте. Некоторое незначительное снижение прочности связи в клеевом слое с увеличением статических усилий прижатия более $8 \cdot 10^5$ Н/м² обусловлено выдавливанием клеевой пленки между соединяемыми поверхностями. С увеличением статических усилий прижатия и продолжительности сушки до 0,5 ч второй клеевой промазки прочность связи увеличивается в 2-2,5 раза. Прочность связи с увеличением продолжительности времени сушки и статического усилия прижатия после соединения субстратов увеличивается в среднем на 10%-15%.



Рис. 3. Изменение прочности связи соединения при различных удельных усилиях прижатия (продолжительность сушки слоя второй клеевой промазки 0,25 ч и выдержки после соединения – 4 ч)

На прочность связи существенное влияние оказывает температура внешней среды, которая может изменяться как при изготовлении соединений, так и в процессе их эксплуатации. На открытых разработках температура внешней среды изменяется в широких пределах от + 50 °С до - 50 °С. В зависимости от климатической зоны, в которой эксплуатируется конвейер диапазон изменения температуры внешней среды при выполнении стыковых соединений колеблется от + 5°С до + 30°С.

С отклонением температуры внешней среды при изготовлении стыковых соединений необходимо создавать микроклиматические условия в рабочей зоне, либо выполнять их в вулканизационных мастерских.

Изучение влияния температуры внешней среды на готовые стыковые соединения при работающем конвейере является определяющим в бесперебойной работе конвейера. С этой целью проведены испытания по определению влияния температуры на прочность связи образцов стыковых соединений на разрывной машине FPZ -1000 с термокамерой. Образцы выдерживают в термокамере, а затем расслаивали. Испытания проводили с различным временем выдержки при отрицательной температуре минус 20°С. Как показали испытания при положительных температурах, начиная с + 20°С и выше имеется тенденция во всех типах соединений тканевых прокладок незначительного снижения прочности связи, снижение прочности связи максимально увеличивается при температуре свыше плюс 50°С. При отрицательных температурах происходит резкое повышение прочности связи на расслоение, особенно в интервале температур от минус 30°С до минус 40°С. Снижение особенно заметно в соединениях тканевых прокладок с резиновой прослойкой. Это объясняется тем, что слой адгезива и субстрата (резиновой прослойки) становятся жесткими, при этом снижается их эластичность. При отрицательных температурах в соединениях тканевых прокладок без резиновых прослоек происходит более плавный характер повы-

шения прочности связи. Характер изменения прочности связи от температуры внешней среды показан на рис. 4.

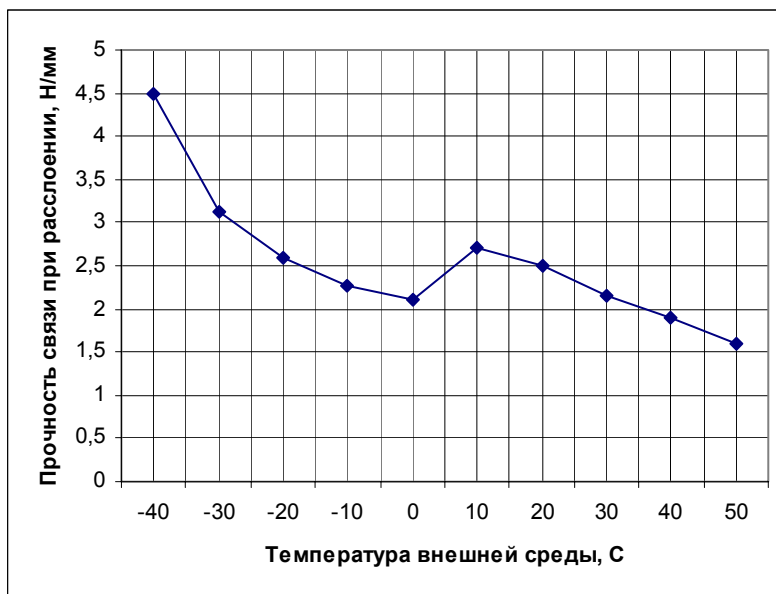


Рис. 4. Изменение прочности связи соединения при расслоении от температуры внешней среды

При работе стыковых соединений в диапазоне минусовых температур происходит повышение прочности связи. С увеличением времени выдержки до 8 ч прочность связи растет, затем она снижается (рис. 5). Это обусловлено изменением агрегатного состояния и стабилизацией работы слоя адгезива в соединении – за этот период из слоя полностью испаряется растворитель. Однако прочность на сдвиг клеевого слоя резко снижается, что обусловлено изменением агрегатного состояния и наступлением хрупкости клеевого слоя.



Рис. 5. Изменение прочности связи соединения от времени выдержки

Пробивка поверхности стыкового соединения обеспечивает плотное прижатие соединяемых поверхностей по всем плоскостям ступеней и обеспечивает высокую прочность связи.

Плотное прижатие обеспечивается ударными нагрузками различных инструментов (молоток, перфоратор). При ударах по поверхности стыкового соединения возникают силы внутреннего трения. Внутренние силы трения – диссипативные силы вызваны толщиной ступенек до клеевого слоя, которые образованы резиновыми обкладками, тканевыми прокладками, резиновыми прослойками между тканевыми прокладками.

Диссипативные силы как при ударе молотком, так и перфоратором в любой момент процесса движения противоположны скорости движения ударника и молотка, причем величина силы, как правило, тем или иным образом связана с величиной скорости. Проведены испытания по определению влияния диссипативных сил на первоначальную прочность связи соединения. Пробивку натуральных образцов из лент с тканевыми прокладками ТК-300 после промазок и сушки осуществляли на жестком основании с целью исключения возникновения диссипативных сил с различными толщинами ступеней до клеевого слоя: одной тканевой прокладкой с резиновой прослойкой; рабочей резиновой обкладкой ($\delta = 8 \cdot 10^{-3}$ м) и одной тканевой прокладкой, а затем добавляли еще от одной до шести тканевых прокладок. Испытания соединений проводились на расслоение и сдвиг. Как показывают испытания с увеличением толщины ступеней первоначальная прочность связи соединения снижается. Характер прочности связи при расслоении и сдвиге с различной толщиной ступеней до клеевого слоя показан на рис. 6 и рис. 7. Прочность связи с увеличением толщины ступеней до клеевого слоя на одну тканевую прокладку снижается на 10%.

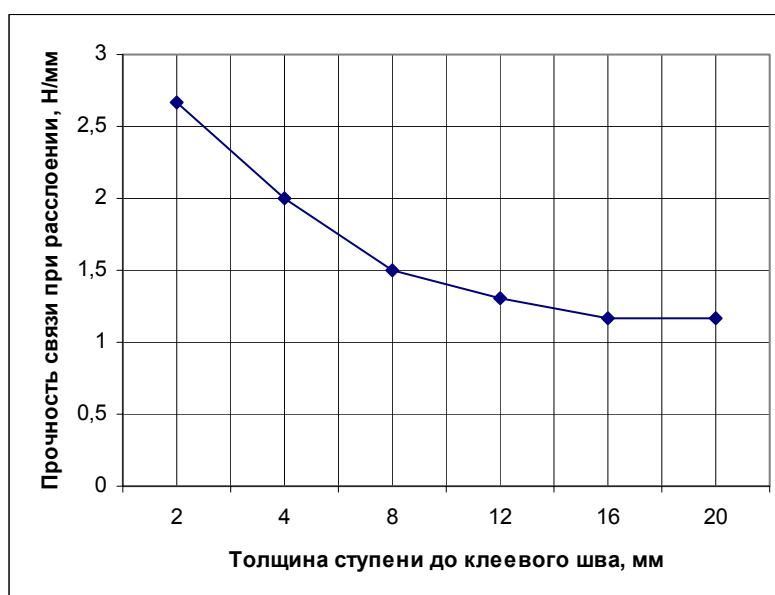


Рис. 6. Зависимость прочности связи соединения при расслоении от толщины ступени до клеевого слоя

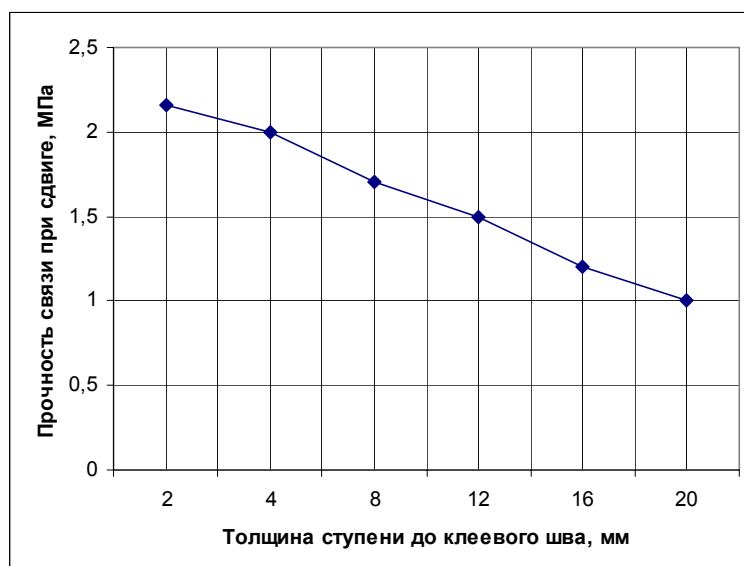


Рис. 7. Изменение прочности связи соединения при сдвиге от толщины ступени до клеевого слоя

Прочность связи адгезива с субстратом также снижается с увеличением толщины обкладочной резины. Увеличение толщины обкладочной резины на $2 \cdot 10^{-3}$ м приводит к снижению значения предела прочности связи при сдвиге на 8%. С увеличением продолжительности времени выдержки даже при разных толщинах ступеней до клеевого слоя происходит выравнивание значений пределов прочности связи при сдвиге. Динамика прочности клеевой связи при сдвиге приведена на рис.8. Так, при продолжительности времени выдержки составляющей 4 ч, значения пределов прочности связи при сдвиге практически равны и находятся на одном уровне. Диссипативные силы, которые возникают при пробивке различных толщин ступеней с увеличением времени выдержки соединений влияют незначительно на пределы прочности связи как при сдвиге, так и расслоении.

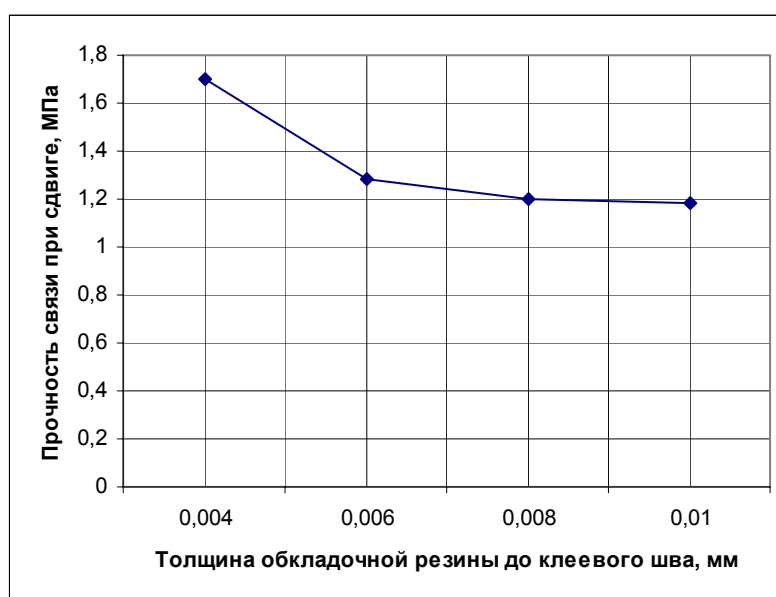


Рис. 8. Изменение прочности связи соединения при сдвиге с переменной толщиной обкладочной резины до клеевого шва

В результате проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

– прочность связи стыковых соединений на расслоение существенно зависит от продолжительности сушки и выдержки, удельного статического давления, температуры внешней среды, толщины ступени и обкладочного слоя;

– при увеличении времени сушки клеевого слоя второй промазки более одного часа прочность связи практически не изменяется;

– прочность связи растет с увеличением времени выдержки до шести часов, затем стабилизируется;

– с увеличением статического усилия прижатия прочность связи стыкового соединения снижается, что объясняется выдавливанием клеевого слоя из зоны контакта.

Дальнейшие исследования целесообразно проводить в направлении оптимизации параметров стыковых соединений современных отечественных конвейерных лент.

Список литературы

1. Транспорт на гірничих підприємствах: Підручник для вузів. – 3 – е вид. /авт. доповнень, змін та корегування: М.Я.Біліченко М.Я., Г.Г.Півняк, О.О.Ренгевич та ін. – Дніпропетровськ. Національний гірничий університет, 2005. – 636 с.

2. Конвеєрна стрічка: розрахунок, експлуатація в умовах гірничо – металургійного виробництва /Бельмас Ш.В., Колосов Л.В., Кірнос В.Д. та ін. – Дніпропетровськ: Арт – Прес, 2000. – 64 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 14.05.09*

УДК 622.7:741.6:532.5

© В.П. Надутый, А.М. Эрперт, И.П. Хмеленко

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИСТЕЧЕНИЯ ЖИДКОСТИ В СЛОЕ ВЛАЖНОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ЧЕРЕЗ ПОРОВЫЕ КАНАЛЫ И СИТО ВИБРОГРОХОТА

Приведены результаты теоретических исследований, представлена математическая модель прохождения жидкости в поровых каналах горной массы.

Приведено результати теоретичних досліджень, представлено математичну модель проходження рідини в порових каналах гірської маси.

The results of theoretical researches, the mathematical model of liquid passing in the channels of mountain mass are represented.

Обезвоживание горной массы является важной технологической задачей. Закономерности истечения жидкости в слое горной массы в образующиеся между твердыми частицами дренажные каналы в виде пор изучены недостаточно. Разнообразие условий истечения жидкости из слоя увеличивает степень не-

определенности влияющих факторов на процесс. В реальных условиях это может быть статическое состояние горной массы, когда влага под действием гравитационных сил медленно осаждается в нижние слои и свободно истекает до определенного уровня, который удерживается силами вязкого сопротивления жидкости и определяется смачиваемостью горной массы.

Если обезвоживаемая горная масса находится на перфорированной поверхности (сетке), то на процессе истечения жидкости сказывается живое сечение сетки и ее смачиваемость. В случае наложения вибрации на этот процесс, что имеет место при грохочении влажных материалов и пульпы, существенное влияние оказывают режимные параметры вибрации. В этом случае процесс становится динамическим. Поровые каналы в слое горной массы подвергаются разрушению и переориентации за счет сегрегации горной массы и ее просеивания. Вместе с тем, для обеспечения максимального обезвоживания, необходимо установить закономерности между влияющими факторами и результатами обезвоживания. Выполненные ранее с участием авторов исследования [1, 2] направлены на поиск таких закономерностей для их использования в инженерной практике тонкого и мелкого вибрационного грохочения горной массы повышенной влажности. В работе [3] выполнен комплекс экспериментальных исследований по изучению процесса истечения жидкости через поровые каналы слоя горной массы. В виду сложности фиксации поровых каналов в слое, они моделировались стеклянными трубками различного диаметра со свободным истечением воды и через сетку в выходном отверстии. После выполнения серии экспериментов в статическом режиме, они были повторены с наложением вибрации, параметры которой соответствуют режимам работы виброгрохотов. Таким образом, использованные в эксперименте стеклянные трубки моделировали толщину слоя и поровые каналы в нем. Были получены опытные данные времени заполнения сосуда контрольным количеством жидкости в зависимости от размера ячейки сита (мкм), закрывающей трубку, и диаметра трубки (мм). При этом размер ячейки сита дискретно менялся на пять типоразмеров: 50, 70, 100, 120 и 160 мкм, а диаметр трубки – 2, 3, 4, 6 и 7 мм. Кроме этого, было рассмотрено истечение без сетки [3].

Целью представленных результатов исследований являлось определение зависимости времени истечения контрольного объема жидкости от размеров ячейки сита, диаметра трубки (порового канала) в статическом состоянии и в режиме вибрации.

На основании графического анализа результатов зависимости времени T заполнения объема контрольным количеством жидкости от размера ячейки Δ сформулировано предположение о линейной зависимости:

$$T = a_0 + a_1 \Delta.$$

Расчеты регрессионных зависимостей были выполнены для каждого диаметра трубки в отдельности. Вычисления выполнялись методом наименьших квадратов с применением встроенной функции MS Excel "ЛИНЕЙН". Результаты расчетов представлены в табл. 1. При этом число степеней свободы для критерия Стьюдента $\nu = 4$; для критерия Фишера $\nu_1 = 1$; $\nu_2 = 4$. Критическое зна-

чение статистики Стьюдента составляет $t_{\text{крит.}} = 2,78$ при уровне значимости $\alpha = 0,05$. Результаты расчетов приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты расчета линейных зависимостей времени заполнения сосуда от размера ячейки сита

Диаметр трубки, D , мм	Коэффициенты регрессии		Коэффициенты надежности		Коэффициент детерминации, R^2	Значение Фишера, F
	a_0	a_1	t_{a_0}	t_{a_1}		
2	94,04	-0,012	161,9	8,7	0,95	75,75
3	64,8	-0,0128	17,56	1,46	0,35	2,13
4	29,9	-0,0082	16,14	1,85	0,46	3,14
6	17,45	-0,0072	68,6	11,8	0,97	139,1
7	15,3	-0,008	55,6	12,2	0,97	148,9

Из табл. 1 видно, что почти все коэффициенты надежности коэффициентов регрессии больше критического значения, следовательно, коэффициенты регрессии значимы. Критическое значение статистики Фишера $F_{\text{крит.}} = 7,71$. Для диаметров $D = 2,6$ и 7 мм $F > F_{\text{крит.}}$, т.е. модели могут быть признаны адекватными. Для $D = 3$ и 4 мм адекватность не подтверждается на уровне значимости $\alpha = 0,05$. Коэффициенты детерминации R^2 для трех моделей высокие, а для двух ($D = 3; 4$) – на среднем уровне. Таким образом, доказана статическая адекватность изучаемых зависимостей линейной модели.

Для получения модели времени заполнения сосуда от диаметра трубки линейная модель представлена в виде:

$$T = a_0 + a_1\Delta + a_2D.$$

В результате расчетов была получена следующая зависимость:

$$T = 109,85 - 0,0096\Delta - 14,9D.$$

Коэффициент детерминации $R^2 = 0,84$; статистика Фишера $F = 70,9$ при степенях свободы $\nu_1 = 2$; $\nu_2 = 27$; $F_{\text{крит.}} = 3,34$. Поскольку $F > F_{\text{крит.}}$, то модель адекватна. Коэффициенты надежности коэффициентов регрессии $t_{a_0} = 17,55$; $t_{a_1} = 1,39$; $t_{a_2} = 11,83$. Таким образом, в этой модели зависимость от диаметра трубки является значимой, а от размеров ячейки – незначимой ($t_{\text{крит.}} = 2,05$), поэтому принятая линейная модель не пригодна для описания изучаемой зависимости. Была опробована параболическая по диаметру модель:

$$T = a_0 + a_1\Delta + a_2D + a_3D^2.$$

В результате расчетов получена следующая зависимость:

$$T = 190,38 - 0,0096\Delta - 57,45D + 4,68D^2.$$

Для этой модели коэффициент детерминации $R^2 = 0,98$; статистика Фишера $F = 356,3$. При степенях свободы $\nu_1 = 3$; $\nu_2 = 26$; $F_{\text{крит.}} = 2,97$. По сравнению с линейной моделью существенно возросли детерминированность параболической модели и уровень ее адекватности. При этом коэффициенты надежности коэффициентов регрессии составили $t_{a_0} = 27,05$; $t_{a_1} = 3,54$; $t_{a_2} = 16,32$; $t_{a_3} = 12,21$. Критическое значение статистики Стьюдента при $\nu = 26$, $t_{\text{крит.}} = 2,06$. Следовательно, все факторные признаки в полученной модели могут быть признаны адекватными.

Для определения влияния вибрации на процесс заполнения сосуда эксперименты проводились на частотах 16,5 Гц и 25 Гц, наиболее характерных для серийных виброгрохотов. Для расчетов была принята, как и в предыдущем случае, параболическая модель, и в нее добавлено еще одно слагаемое, линейное по частоте. Поскольку в эксперименте частота принимала только два значения, то никакой другой зависимости, кроме линейной, здесь рассматривать нельзя.

Регрессионная модель задавалась в следующем виде:

$$T = a_0 + a_1\Delta + a_2\omega + a_3D + a_4D^2.$$

При моделировании были исключены варианты истечения из сосуда через трубку без сетки, поскольку большое значение Δ сильно искажает модель, а малое значение не соответствует реальной физической ситуации. В результате решения задачи была получена регрессионная модель вида:

$$T = 195,25 - 0,086\Delta + 0,061\omega - 57,0D + 4,67D^2.$$

Коэффициент детерминации $R^2 = 0,97$; статистика Фишера $F = 427,0$. Таким образом, модель имеет высокую детерминированность и адекватность. При этом коэффициенты надежности коэффициентов регрессии составили: $t_{a_0} = 29,1$; $t_{a_1} = 4,63$; $t_{a_2} = 0,36$; $t_{a_3} = 20,9$; $t_{a_4} = 15,7$.

Статистика Стьюдента при уровне значимости $\alpha = 0,05$ составляет $t_{\text{крит.}} = 2,01$. Следовательно, все коэффициенты регрессии, кроме a_2 , являются значимыми. Поскольку коэффициент регрессии при факторе "частота" незначим, то статистический анализ показал, что частота вибраций (в исследуемом диапазоне частот) практически не влияет на время заполнения сосуда. Что касается коэффициентов регрессии при факторах "ячейка" и "диаметр", то они мало отличаются от коэффициентов модели при статическом истечении жидкости. Различие можно объяснить погрешностью эксперимента. В то же время сам факт влияния вибраций не отрицается. Для определения этого влияния были рассчитаны парные линейные регрессионные зависимости времени заполнения от размеров ячейки при различных диаметрах трубки для опытных данных, обозначающих фактическое (экспериментальное) время заполнения при различных частотах и расчетное время. В табл. 2 приведены итоги регрессионного анализа опытных данных.

Таблица 2

Результаты расчета линейных зависимостей времени заполнения сосуда от размеров ячейки при наличии вибрационного воздействия

Диаметр трубки, D_1 , мм	Коэффициенты регрессии		Коэффициенты надежности		Коэффициент детерминации, R^2	Значение Фишера, F
	a_0	a_1	t_{a_0}	t_{a_1}		
2	98,2	- 0,093	83,6	8,51	0,9	72,37
3	76,54	-0,153	17,2	3,7	0,63	13,7
4	39,1	-0,125	24,1	8,25	0,89	68,1
6	17,16	-0,022	16,56	2,23	0,38	4,99
7	17,11	-0,035	37,7	8,28	0,89	68,6

С точки зрения анализа динамики процесса, коэффициент регрессии a_1 показывает, на сколько секунд уменьшается время заполнения сосуда при увеличении размеров ячейки на 1 мкм. Учитывая статистическую погрешность, можно качественно проанализировать картину изменения характеристик.

Сравним между собой коэффициенты регрессии a_1 в статике и динамике (табл. 3).

Таблица 3

Сравнение коэффициентов регрессии a_1 в статике и динамике

Диаметр трубки, D , мм	Коэффициенты регрессии, a_1	
	Статика	Динамика
2	-0,012	-0,093
3	-0,0128	-0,153
4	-0,0082	-0,125
6	-0,0071	-0,022
7	-0,008	-0,035

Из сравнения видно, что в динамике коэффициенты регрессии a_1 примерно на порядок больше, чем в статике, при сохранении закономерности их уменьшения по мере увеличения диаметра трубки. Это указывает на то, что наличие вибрационных воздействий способствует увеличению интенсивности зависимости времени заполнения от величины ячейки.

Таким образом, установлено, что: 1) зависимость времени истечения от размера ячейки носит линейный характер с отрицательным уклоном; 2) зависимость времени истечения от диаметра трубки является параболической, вместе с тем и в линейной модели все факторы являются значимыми; 3) время процесса наполнения емкости жидкостью через поровый канал и зависимость от размера ячейки моделируются множественной параболической моделью с учетом факторов Δ , D и D^2 ; при этом модели являются адекватными, а их параметры –

значимыми как в статике, так и в динамике; 4) при наличии вибрации время истечения уменьшается, однако изменение частоты в вибрационном диапазоне оказывает незначительное влияние; 5) зависимость времени истечения фиксированного объема жидкости зависит от размера ячейки и в динамике на порядок больше, чем в статике, что свидетельствует о разном характере зависимостей в динамике и статике и, соответственно, разных значениях параметров моделей.

Список литературы

1. Надутый В.П. Определение равновесного состояния тонкого слоя жидкости с твердой частицей в ячейке сита грохота / В.П. Надутый, В.И. Елисеев, В.И. Луценко, И.П. Хмеленко // Науковий вісник НГУ. – Днепропетровск. – 2008. – Вип. №9. – С. 81–85.

2. Надутый В.П. Определение условия равновесия слоя жидкости с твердой частицей в ячейке сита / В.П. Надутый, В.И. Елисеев, В.И. Луценко, И.П. Хмеленко // Вісник ХПІ. – Харьков. – 2008. – Вип. №38. – С. 22–28.

3. Надутый В.П. Модельные исследования истечения жидкости в слое горной массы через дренажные каналы с сеточными выходными отверстиями / В.П. Надутый, Л.Н. Прокопшин, И.П. Хмеленко // Сб. науч. тр. НГУ. – Днепропетровск. – 2008. – Вып. № 31. – С. 191–196.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Франчуком В.П.
Надійшла до редакції 09.04.09*

УДК 622.647.2

© Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой

ИСТЕЧЕНИЕ СЫПУЧЕГО ГРУЗА ИЗ БУНКЕРА С БОКОВЫМ ЩЕЛЕВЫМ ОТВЕРСТИЕМ

На основе структурно-механического анализа движения сыпучего груза в бункере получена математическая модель его истечения через щелевое боковое выпускное отверстие. Полученные результаты с достаточной точностью совпадают с экспериментальными данными.

На основі структурно-механічного аналізу руху сипкого вантажу в бункері отримано математичну модель його витікання через щілинний боковий випускний отвір. Отримані результати з достатньою точністю співпадають з експериментальними даними.

On the basis of structural-mechanical analysis of motion of friable load in a bunker the mathematical model of its outflow through a crack lateral outlet is got. The obtained results well enough coincide with experimental data.

В перегрузочных узлах подземных ленточных конвейеров угольных шахт получили применение усредняющие бункеры с боковым щелевым отверстием. Эти бункеры, по сравнению с бункерами с горизонтальным щелевым выпускным отверстием, легче в управлении, так как нагрузка на регулирующую заслонку значительно меньше. Поэтому они могут быть эффективно использованы для усреднения грузопотоков, поступающих от высоконагруженных лав угольных шахт.

Вопросами истечения сыпучих грузов из бункера занимались Г.И. Покровский, И.П. Линчевский, Ф.Е. Кенеман, Р. Квапил, П.И. Лукьянов, Я. Циборовский, Р.Л. Зенков, Н.П. Платонов, И.И. Кочанова, С.Г. Сэвидж, Л.В. Гячев, а также Р.В. Кирия [1]. Однако если процесс истечения сыпучего груза из бункера с горизонтальным выпускным отверстием изучен достаточно хорошо, то процесс истечения груза из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием изучен недостаточно [2,3].

Целью статьи является определение средней скорости и расхода сыпучего груза из бункера со щелевым боковым отверстием.

Задачами исследований являлись: установление теоретической зависимости расхода сыпучего груза из бункера от геометрических параметров выпускного отверстия бункера и физико-механических свойств сыпучего груза; экспериментальные исследования процесса истечения из бункера с боковым щелевым отверстием сыпучего груза с различными физико-механическими свойствами.

Рассмотрим истечение сыпучего груза из прямоугольного бункера с боковым щелевым отверстием шириной a и длиной b ($b > a$) (рис. 1).

На основе визуальных исследований процесса истечения сыпучего груза из бункера с боковым щелевым отверстием, так же, как и для бункера с горизонтальным щелевым выпускным отверстием [1], можно выделить 5 зон: **A**, **B**, **C**, **D**, **E**, отличающихся друг от друга структурно-механическим состоянием (см. рис. 1).

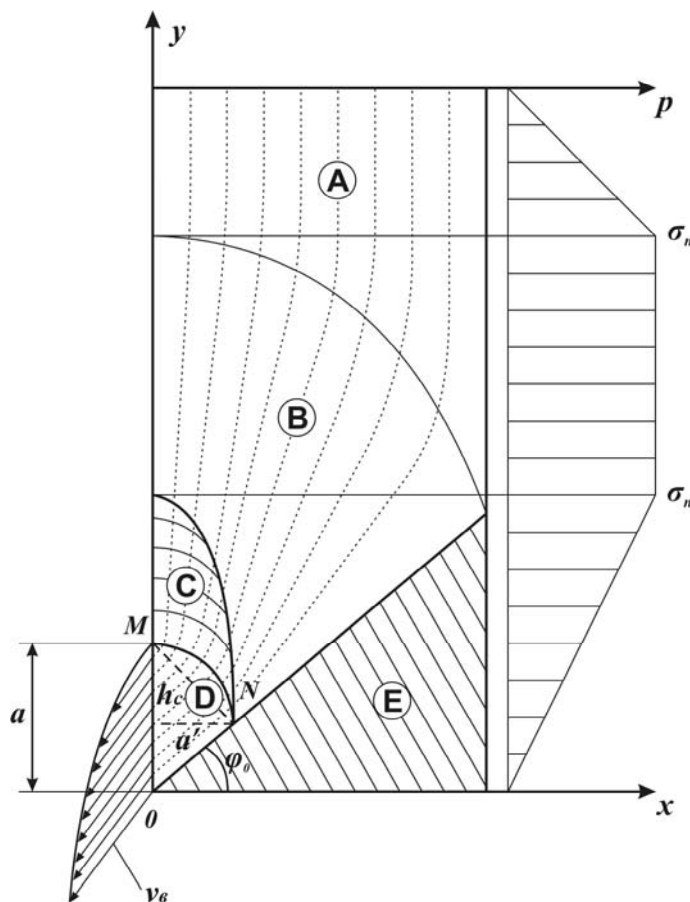


Рис. 1. Зоны структурно-механического состояния сыпучего груза при его истечении из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием

В зоне поршневого движения **A** (см. рис. 1) частицы сыпучего груза связаны между собой и движутся с постоянной малой скоростью параллельно стенкам бункера.

В зоне **B** (см. рис. 1) частицы насыпного груза скользят относительно друг друга, а их траектории искривляются в направлении к оси бункера. В этой зоне скорости частиц также малы и изменяются незначительно.

В зоне динамического свода **C** (см. рис. 1) частицы сыпучего груза образуют подвижные полусводы, движущиеся вниз, скользя по стенкам бункера и канала, ширина которого равна a_1 . При этом скорости частиц сыпучего груза существенно увеличиваются, а их траектории приближаются к вертикальным линиям.

В зоне обрушения (перемешивания) **D** связи между частицами сыпучего груза разрушаются, при этом они находятся в непрерывном хаотическом движении, сталкиваясь между собой. Траектории движения частиц в этой зоне совпадают с прямыми наклонными линиями, составляющими угол наклона к горизонту φ . При этом угол φ изменяется с изменением координаты y в пределах $\varphi_0 < \varphi < 90^\circ$. Угол φ_0 равен углу наклона границы, разделяющей область подвижного и область неподвижного состояния **E** сыпучего груза в бункере (см. рис. 1). При этом скорость частиц в зоне **D** под действием силы тяжести увеличивается.

В зоне **E** частицы сыпучего груза находятся в неподвижном состоянии.

Кроме того, нормальные напряжения p сыпучего груза в бункере в зоне **A** увеличиваются с глубиной бункера линейно. В зоне **B** нормальное напряжение достигает максимального значения σ_n и не изменяется с глубиной бункера. А в зоне **C** нормальное напряжение уменьшается с глубиной бункера линейно и при приближении к выпускному отверстию уменьшается до нуля (см. рис. 1).

Сыпучий груз в зонах **A**, **B**, **C**, **E** движется так же, как и в бункере с горизонтальным щелевым выпускным отверстием [1]. Поэтому все уравнения, описывающие состояние груза в этих зонах для бункера с горизонтальным щелевым выпускным отверстием, совпадают и для бункера с боковым щелевым выпускным отверстием.

Свободно-дисперсное движение сыпучего груза в зоне обрушения **D** в бункере с боковым щелевым выпускным отверстием будет отличаться от движения сыпучего груза в бункере с горизонтальным щелевым выпускным отверстием.

Так же, как и для бункера с горизонтальным щелевым отверстием, применим уравнение Бернулли для сыпучих грузов [4] к сечениям 1-1 и 2-2 элементарной трубки (заштрихованы на рис. 2), вдоль которой движутся частицы сыпучего груза в зоне **D** (рис. 2). В результате получим

$$y_1 + \frac{p_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g} = y_2 + \frac{p_2}{\gamma} + \frac{v_2^2}{2g} + \zeta \frac{v_2^2}{2g}, \quad (1)$$

где y_1, y_2 – уровни сечений 1-1 и 2-2 относительно оси ox ; p_1, p_2 – нормальные напряжения сыпучего груза в точках сечения 1-1 на входе в зону **D** и соответствующих точках сечения 2-2 на выходе из бункера; v_1, v_2 – скорости частиц сы-

пучего груза в тех же точках сечений 1-1 и 2-2; γ – удельный вес сыпучего груза; ζ – коэффициент местных потерь Дарси-Вейсбаха при движении сыпучего груза в зоне **D** обрушения, характеризующий потери механической энергии потока сыпучего груза при столкновении частиц между собой [4, 5].

Подставив в (1) соответствующие значения $y_1=h$; $y_2=0$; $p_1=0$; $p_2=0$; $v_1=v_\partial$; $v_2=v_\epsilon$, после преобразований получим значение скорости частиц сыпучего груза на выходе из бункера

$$v_\epsilon = \frac{1}{\sqrt{1+\zeta}} \sqrt{2gh + v_\partial^2}, \quad (2)$$

где h – высота, на которую опускается частица сыпучего груза в зоне **D**, начиная от ее границы до выпускного отверстия бункера (см. рис. 1); v_∂ – скорость частиц сыпучего груза на входе в зону **D**.

Согласно [1] скорость частиц сыпучего груза на входе в зону перемешивания **D** определяется по формуле

$$v_\partial = \sqrt{2g \frac{\sigma_2}{\gamma}}, \quad (3)$$

где σ_2 – главное нормальное напряжение в зоне **C**.

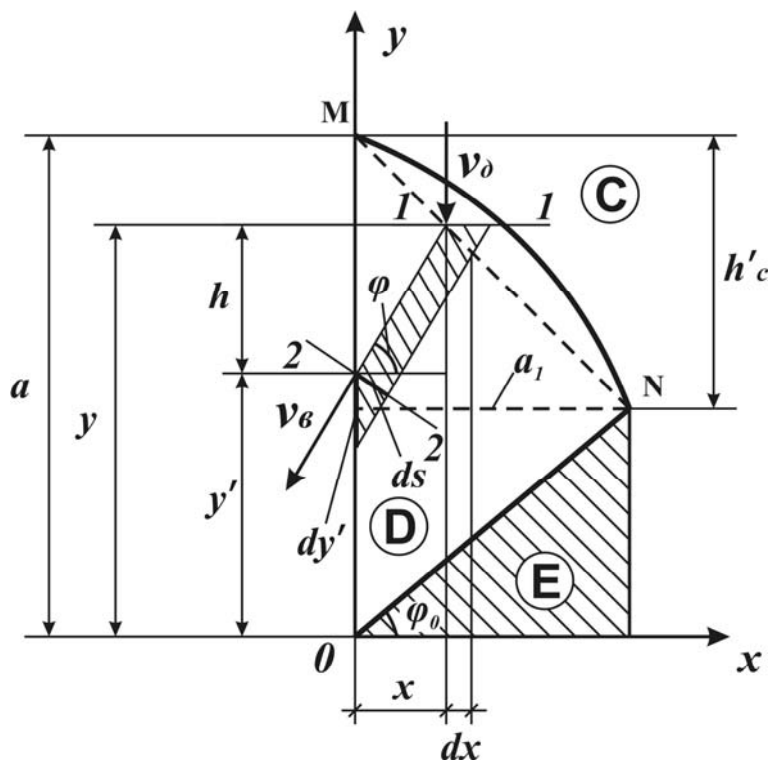


Рис. 2. Расчетная схема определения скорости истечения сыпучего груза из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием

Главное нормальное напряжение σ_2 определяется по формуле [1]

$$\sigma_2 = \tau_n \left(\frac{1}{f} + f - \sqrt{1 + f^2} \right) = \gamma x \left(\frac{1}{f} + f - \sqrt{1 + f^2} \right), \quad (4)$$

где τ_n – максимальное касательное напряжение в зоне **C**; x – текущее значение горизонтальной координаты частицы сыпучего груза; f – коэффициент внутреннего трения сыпучего груза;

Подставив (3) в (2), после преобразования получим

$$v_g = \frac{1}{\sqrt{1 + \zeta}} \sqrt{2g \left(h + \frac{\sigma_2}{\gamma} \right)}. \quad (5)$$

Так же, как и в случае истечения сыпучего груза из бункера с горизонтальным щелевым выпускным отверстием, граница между зоной динамического свода **C** и зоной обрушения **D** совпадает с параболой MN уравнение которой имеет вид (см. рис. 2)

$$y = h'_c \left[1 - \left(\frac{x}{a_1} \right)^2 \right] + a_1 \operatorname{tg} \varphi_0, \quad (6)$$

где $a_1 = \frac{a}{K_1 + \operatorname{tg} \varphi_0}$; $h'_c = \frac{aK_1}{K_1 + \operatorname{tg} \varphi_0}$; $K_1 = \frac{1}{2} \left(f + \sqrt{1 + f^2} \right)$.

Заменяв параболу MN приближенно на прямую (см. рис 2), получим

$$y \approx h'_c \left(1 - \frac{x}{a_1} \right) + a_1 \operatorname{tg} \varphi_0. \quad (7)$$

Объемный расход сыпучего груза через боковое щелевое выпускное отверстие бункера определим по формуле

$$Q = \int v_g ds, \quad (8)$$

где ds – площадь нормального сечения элементарной трубки (см. рис. 2).

Из рис. 2 имеем

$$ds = b \cos \varphi dy'.$$

Подставив последнее равенство в (8), получим

$$Q = b \int_0^a v_g \cos \varphi dy'. \quad (9)$$

Из (рис. 2) имеем

$$h = x \operatorname{tg} \varphi; \quad y' = y - x \operatorname{tg} \varphi. \quad (10)$$

Положим в (9) и (10) $\varphi = \varphi_c = \text{const}$, где φ_c – некоторое среднее значение φ , определяемое по формуле

$$\varphi_c = \frac{\varphi_0 + 90^\circ}{2}.$$

Подставив (5) в (9), с учетом (7) и (10), после интегрирования получим

$$Q = \frac{2}{3} b a^{1.5} \sqrt{2g} \frac{\cos \varphi_c}{\sqrt{1 + \zeta}} \sqrt{\frac{\chi' + \operatorname{tg} \varphi_c}{K_1 + \operatorname{tg} \varphi_c}}, \quad (11)$$

где $\chi' = f + \frac{1}{f} - \sqrt{1 + f^2}$.

Коэффициент местных потерь ζ при движении сыпучего груза в зоне обрушения согласно [1] определяется по формуле

$$\zeta = K_1 K_2 \frac{k^2 d^2}{a^2}, \quad (12)$$

где K_2 – некоторый безразмерный коэффициент, зависящий от условий истечения сыпучего груза из бункера (прямое или боковое истечение сыпучего груза из бункера) и определяемый из эксперимента; k – кинетический коэффициент характеризующий потерю механической энергии потока сыпучего груза в результате столкновения частиц ($k = 10-13$); d – средний диаметр частицы сыпучего груза.

Коэффициент расхода при истечении сыпучего груза из бункера согласно [1] определяется по формуле

$$\eta = \frac{Q}{b a^{1.5} \sqrt{g}}. \quad (13)$$

Для определения коэффициента расхода подставим (11) в (13), с учетом (12) после преобразования окончательно получим

$$\eta = \frac{\delta \eta_0}{\sqrt{\delta^2 + k^2 K_1 K_2}}, \quad (14)$$

где $\eta_0 = \frac{2}{3} \cos \varphi_c \sqrt{\frac{2(\chi' + \operatorname{tg} \varphi_c)}{K_1 + \operatorname{tg} \varphi_c}}$; $\delta = \frac{a}{d}$.

Из формулы (14) следует, что коэффициент расхода сыпучего груза из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием зависит от δ , т.е. от отношения ширины отверстия a и диаметра частицы сыпучего груза d , его коэффи-

циента внутреннего трения f и угла φ_c . Как показали экспериментальные исследования, угол φ_c не зависит от угла внутреннего трения и в зависимости от диаметра частиц изменяется в пределах $\varphi_c = 67 \div 72^\circ$. При этом с увеличением диаметра частиц d угол φ_c увеличивается. Кроме того, из (14) следует, что при $\delta \rightarrow \infty \eta \rightarrow \eta_0$.

Для случая $\delta > 50$ объемный расход сыпучего груза при истечении из бункера с боковым щелевым отверстием определяется по формуле

$$Q = k_d b a^{1,5} \sqrt{g}, \quad (15)$$

а средняя скорость по формуле

$$v_{cp} = k_d \sqrt{ga}, \quad (16)$$

где k_d – безразмерный коэффициент, который зависит от d и изменяется в пределах $k_d = 0,3 \div 0,38$.

На рис. 3 и рис. 4. показаны графики зависимости коэффициента расхода η от δ при истечении сыпучего груза из бункера с боковым щелевым отверстием, полученные по формуле (14).

При этом параметры бункера и сыпучего груза принимали значения: $b = 0,09\text{м}$; $f = 0,64$; $\varphi = 32,6^\circ$; $k = 12$; $K_2 = 0,5$, а угол $\varphi_c = 67^\circ, 69^\circ$ и 72° , что соответствует кривым 1, 2 и 3 на рис. 3, и $b = 0,09\text{м}$; $f = 0,64$; $\varphi = 32,6^\circ$; $k = 12$; $K_2 = 1$, $\varphi_c = 72^\circ$, что соответствует кривой на рис. 4. На этих же рисунках показаны результаты экспериментальных исследований для песка с фракциями 0,35-0,63 мм и 0,63-1,0 мм, отсева граншлака с фракцией 0,7-1,2 мм (см. рис. 3) и отсева гранитного щебня с фракциями 1,6-2,5 мм; 2,5-5 мм и 5-7 мм (см. рис. 4.).

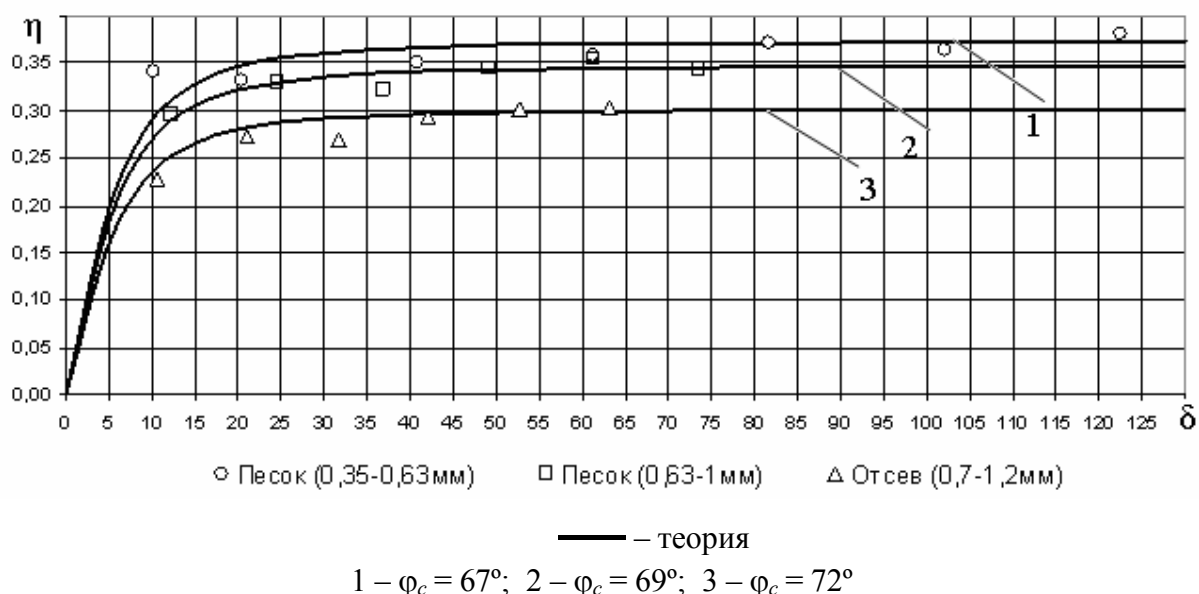


Рис. 3. Графики зависимости коэффициента η от безразмерного параметра δ для бункера с боковым щелевым выпускным отверстием и грузов со средним размером частиц менее 1 мм

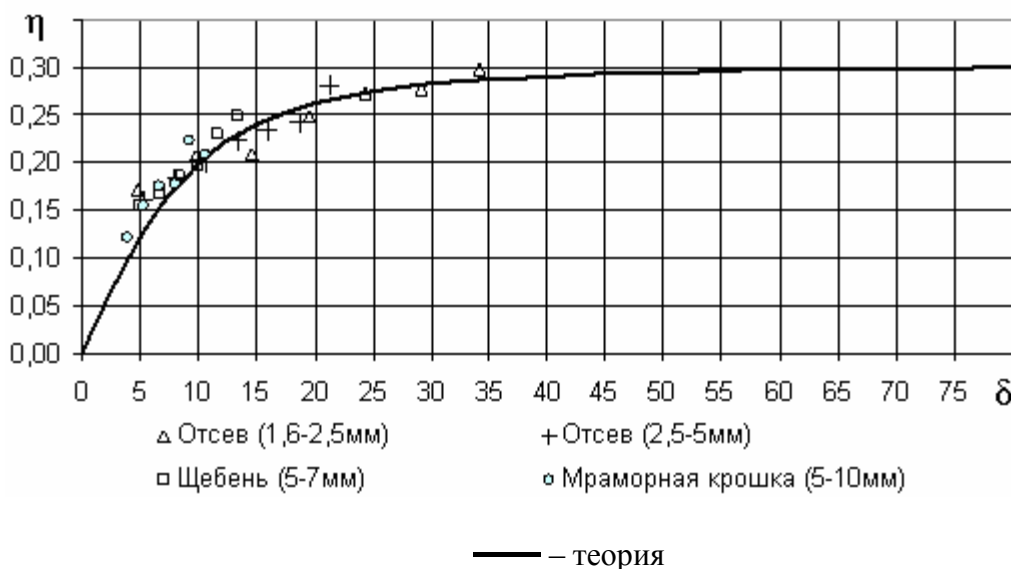


Рис. 4. График зависимости коэффициента η от безразмерного параметра δ для бункера с боковым щелевым выпускным отверстием и грузов со средним размером частиц более 1 мм

Из рис. 3 видно, что экспериментальные точки для песка с фракциями 0,35-0,63 мм и 0,63-1,0 мм, а также для отсева граншлака с фракцией 0,7-1,2 мм достаточно хорошо совпадают с теоретическими кривыми 1, 2 и 3, соответствующими углам $\varphi_c = 67^\circ, 69^\circ$ и 72° (для $\delta > 50$ $\eta = 0,37; 0,34; 0,3$).

Из рис. 4. видно, что экспериментальные точки для отсева 1,6-2,5 мм, 2,5-5 мм, щебня 5-7 мм и мраморной крошки с фракцией 5-10 мм достаточно хорошо совпадают с теоретической кривой, соответствующей углу $\varphi_c = 72^\circ$.

При этом, расхождение результатов эксперимента и теории составило не более 10%.

Из рис. 3 следует, что для сыпучих грузов со средним диаметром частиц $d < 1$ мм коэффициент расхода η при изменении δ в пределах $\delta = 0 \div 50$ увеличивается, а при $\delta > 50$ не изменяется и в зависимости от угла φ_0 принимает различные значения в пределах $\eta = 0,3 \div 0,38$.

Из рис. 4 следует, что для сыпучих грузов со средним диаметром частиц $d > 1$ мм коэффициент расхода η при изменении δ в пределах $\delta = 0 \div 50$ увеличивается, а при $\delta > 50$ не изменяется и принимает постоянное значение $\eta = 0,3$.

Кроме того, как показали исследования, при изменении коэффициента внутреннего трения сыпучего груза f в пределах $f = 0,58 \div 0,7$ коэффициент расхода η изменяется не более, чем на 1-2%.

Выводы:

1) на основе структурно-механического анализа движения сыпучего груза в бункере получена математическая модель его истечения из щелевого отверстия, которая достаточно хорошо совпадает с экспериментальными данными;

2) коэффициент расхода η при истечении сыпучего груза из бункеров с боковым щелевым отверстием зависит от δ , т.е. от отношения ширины щели a к диаметру частиц d , угла φ_c и практически не зависит от коэффициента внутреннего трения сыпучего груза f ;

3) с изменением δ в пределах $\delta = 0 - 50$ коэффициент расхода η увеличивается и при $\delta \rightarrow \infty$ стремится к η_0 ($\eta \rightarrow \eta_0$). При этом для мелких сыпучих грузов с диаметром частиц $d < 1$ мм и $\delta > 50$ коэффициент η в зависимости от d изменяется в пределах $\eta = 0,3 \div 0,38$;

4) для сыпучих грузов с диаметром частиц $d > 1$ мм и $\delta > 50$ коэффициент η не зависит от d и принимает значение $\eta = 0,3$. Это примерно в 3 раза меньше коэффициента расхода η для бункера с прямым щелевым отверстием ($\eta \approx 1$).

Список литературы

1. Кирия Р.В. К вопросу об истечении сыпучего груза из бункера со щелевым отверстием / Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. - Днепропетровск, 2008 – Вып. 80. - С. 351-362.

2. Зенков Р.Л. Бункерные устройства / Р.Л. Зенков, Г.П. Гриневич, В.С. Исаев. - М.: Машиностроение, 1977. - 223 с.

3. Квапил Р. Движение сыпучих материалов в бункерах / Р. Квапил. - М.: Госгортехиздат, 1961. - 80 с.

4. Штернлихт Д.В. Гидравлика / Д.В. Штернлихт. - М.: Энергоатомиздат, 1984. - 639 с.

5. Кирия Р.В. О коэффициенте внутренних потерь при движении сыпучей среды по элементам перегрузочных узлов ленточных конвейеров / Р.В. Кирия // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. - Днепропетровск, 2003 – Вып. 41. - С. 159-167.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Франчуком В.П.
Надійшла до редакції 07.04.09*

УДК 622.28.044:622.831

© Г.І. Ларіонов, Ю.В. Нечитайло

ВПЛИВ МІЦНОСТІ ФІКСУЮЧОЇ СУМІШІ НА ЯКІСТЬ ЗАКРІПЛЕННЯ У ШПУРІ ВАНТАЖНОГО МЕТАЛОПОЛІМЕРНОГО АНКЕРА

В работе представлены результаты исследования влияния модуля упругости на качество закрепления в шпуре грузового металлополимерного анкера. Основные результаты получены при рассмотрении в качестве модели работы грузового анкера в горной породе обобщенной задачи Н.Е. Жуковского. В качестве функций, определяющих качество закрепления анкерной штанги в шпуре, рассматриваются усилия, перемещения и интенсивность касательных напряжений в системе «анкерная штанга – фиксирующая смесь – горная порода». Дан анализ полученных результатов.

У роботі представлені результати дослідження впливу модуля пружності на якість закріплення в шпурі вантажного металлополімерного анкера. Основні результати отримані при розгляді як модель роботи вантажного анкера в гірничій породі узагальненого завдання Н.Е. Жуковського. Як функції, що визначають якість закріплення анкерної штанги в шпурі, розглядаються зусилля, переміщення і інтенсивність дотичної напруги в системі «анкерна штанга – фіксуєча суміш – гірська порода». Даний аналіз отриманих результатів.

The paper present the research results of elasticity resin modules influence on quality load metal anchor fixation properties in boreholes. The main results for load bar model are obtain with general N.E. Zhukovskiy task solve. The main fix quality “bar – fix compound – rock” system functions were efforts, displacements and shear stress intensity. Analyses of obtain results was made.

Актуальність. Енергетична незалежність України пов'язана з видобутком власного вугілля. Донецький вугільний басейн містить достатній об'єм якісного вугілля, але його потрібно видобувати на великих глибинах. Застосування рамного кріплення гірських виробок на великих глибинах, як показує практика, стало економічно недоцільним і таким, що не забезпечує необхідний рівень безпеки на вугільних шахтах України. Сучасний вид кріплення гірських виробок - анкерне кріплення в змозі ефективно вирішити проблеми їх кріплення та безпеки видобутку і забезпечити значно більші темпи видобутку [1]. Але ефективність його протидії гірському тиску у великій мірі залежить від забезпечення технології його спорудження. До найважливіших чинників, що мають вплив на ефективність анкерного кріплення можна віднести параметри бурового обладнання, діаметр шпура та якість закріплення анкерної штанги у шпурі. Одним з найважливіших параметрів фіксує суміші, що визначає якість закріплення анкерної штанги у гірському масиві є її міцність. У системі «анкер – фіксує суміш – гірська порода» вона є найважливішою ланкою оскільки визначає механізм передачі навантаження від анкерної штанги до гірської породи [2,3].

Для збереження площі поперечного перерізу гірських виробок, незважаючи на обрану систему кріплення, все частіше для розташування технологічного обладнання використовують вантажні анкери. Вони ефективно виконують відведену їм роль за умов виконання технології його встановлення.

Одним з найважливіших параметрів, що впливає на ефективність роботи механізму передачі навантаження від анкерної штанги, до якої прикладена осьова сила, до гірського масиву є міцність фіксує суміші. Міцність матеріалів, у тому числі і гірських порід, як правило, визначається лінійною залежністю відносно модуля пружності. Тому, зміна модуля пружності неодмінно буде призводити до зміни міцності матеріалу. А раз так, то у подальшому, говорячи про зміну міцності фіксує суміші, будемо розуміти, зміну модуля її пружності. У зв'язку з вищенаведеним актуальності набуває проблема вибору міцності фіксує суміші для зведення вантажних анкерів.

Постановка задачі полягає у визначенні залежності зусиль, переміщень і інтенсивності дотичних напружень у системі «анкер – фіксує суміш – гірська порода» від міцності фіксує суміші і з'ясування тенденції у виборі міцності фіксує суміші для спорудження вантажних анкерів.

Розв'язок задачі отримаємо суперпозицією розв'язків двох задач.

Перша задача полягає у визначенні залежності зусиль, переміщень і дотичних напружень на поверхні шпура. Для цього використаємо розв'язок узагальненої задачі Н.М. Жуковського, який доводить свою ефективність при визначенні силових параметрів для системи гірський масив – оболонка фіксує суміші – анкерна штанга [4].

Схема навантаження системи представлена на рис.1, а розрахункова схема на рис.2.

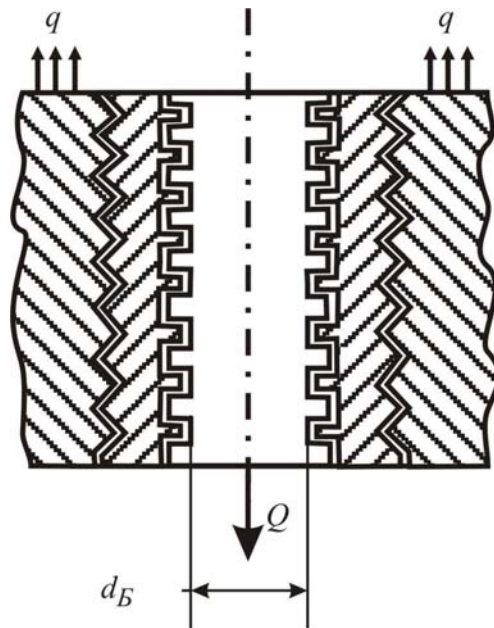


Рис.1. Схема навантаження системи гірський масив – оболонка фіксуєчої суміші – анкерна штанга

Основні елементи навантаження видно з наведеного вище рисунка.

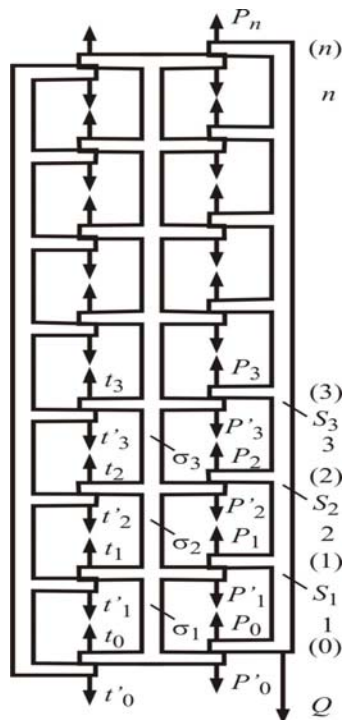


Рис. 2. Розрахункова схема узагальненої задачі М. Є. Жуковського

Основними параметрами представленими на рис.2 є:

Q – осьове навантаження анкерної штанги;

p_i - сили взаємодії, що виникають на контакті анкерна штанга – фіксуєча суміш;

t_i - - сили взаємодії, що виникають на контакті фіксуєча суміш – гірський масив;

S_i - зусилля, що виникають у поперечних перетинах анкерної штанги;
 σ_i - зусилля, що виникають у поперечних перетинах оболонки із фіксуєючої суміші;

Розв'язок узагальненої задачі Н.М. Жуковського представлено наведеними нижче формулами:

Сили, що виникають на контактах гірська порода – фіксуєюча суміш та анкерна штанга – фіксуєюча суміш визначаються за формулами відповідно:

$$t_k = \frac{\lambda_1 \lambda_3 Q}{8 \operatorname{sh} \frac{\beta_1 + \beta_2}{2} \operatorname{sh} \frac{\beta_1 - \beta_2}{2}} \left[\frac{e^{-\left(k+\frac{1}{2}\right)\beta_2}}{\operatorname{sh} \frac{\beta_2}{2}} - \frac{e^{-\left(k+\frac{1}{2}\right)\beta_1}}{\operatorname{sh} \frac{\beta_1}{2}} \right];$$

$$p_k = \frac{\lambda_1 Q}{2 \operatorname{sh} \frac{\beta_1 + \beta_2}{2} \operatorname{sh} \frac{\beta_1 - \beta_2}{2}} \left[\operatorname{sh} \frac{\beta_1}{2} e^{-\left(k+\frac{1}{2}\right)\beta_1} - \operatorname{sh} \frac{\beta_2}{2} e^{-\left(k+\frac{1}{2}\right)\beta_2} \right] + t_k;$$

Зусилля, що виникають у поперечних перетинах оболонки фіксуєючої суміші та анкерної штанги обчислюються за формулою відповідно:

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{k+1}^G &= \frac{1}{\lambda_3} (t_k - t_{k+1}); \\ s_{k+1}^B &= \frac{1}{\lambda_1} (p_k - p_{k+1}) + \frac{\lambda_2}{\lambda_1 \lambda_3} (t_k - t_{k+1}); \end{aligned} \right\}$$

де:

$$\operatorname{ch} \beta_1 = 1 + \frac{\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3}{4} + \sqrt{\left(1 + \frac{\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3}{4}\right)^2 - \frac{\lambda_1 \lambda_3}{4}};$$

$$\operatorname{ch} \beta_2 = 1 + \frac{\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3}{4} - \sqrt{\left(1 + \frac{\lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3}{4}\right)^2 - \frac{\lambda_1 \lambda_3}{4}};$$

$$\lambda_1 = \frac{h_B}{E_B F_B (c_B + c_G^{npas})}; \lambda_2 = \frac{h_G}{E_G F_G (c_B + c_G^{npas})}; \lambda_3 = \frac{h_G}{E_G F_G (c_G^{nes} + c_C)}.$$

h_B, h_G – відстань між виступами штанги анкера і поверхні шпура відповідно;

$E_B F_B; E_G F_G$ - модулі пружності та площі поперечного перетину анкера та оболонки із фіксуєючої суміші відповідно;

$(c_B + c_G^{npas}), (c_G^{nes} + c_C)$ - суми коефіцієнтів пропорційності на контактах анкерна штанга – оболонка фіксуєючої суміші та оболонка фіксуєючої суміші – гірська порода відповідно. Зміст коефіцієнтів пропорційності визначаються із формули: $f_i = c * p_i$, де: f_i – переміщення поперечного перетину під дією сили p_i . Коефіцієнт пропорційності приймається сталим для пари контактуючих поверхонь.

Для визначення коефіцієнтів $c_B, c_G^{npas}, c_G^{nes}$, як і в [4], скористалися [5].

Друга задача полягає у визначенні інтенсивності дотичних напружень у околі анкерного шпура і для її вирішення використаємо задачу [6].

Умовно схема закріплення вантажного анкера зображена на рис. 3а. В гірській породі 1 виконується свердловина радіусом r_0 , на деякій частині якої анкер 2 кріпиться за допомогою спеціальної фіксуєчої суміші 3. Довжина ділянки, на якій фіксується анкер – $2l$. Вантажний анкер навантажують осьовим зусиллям P .

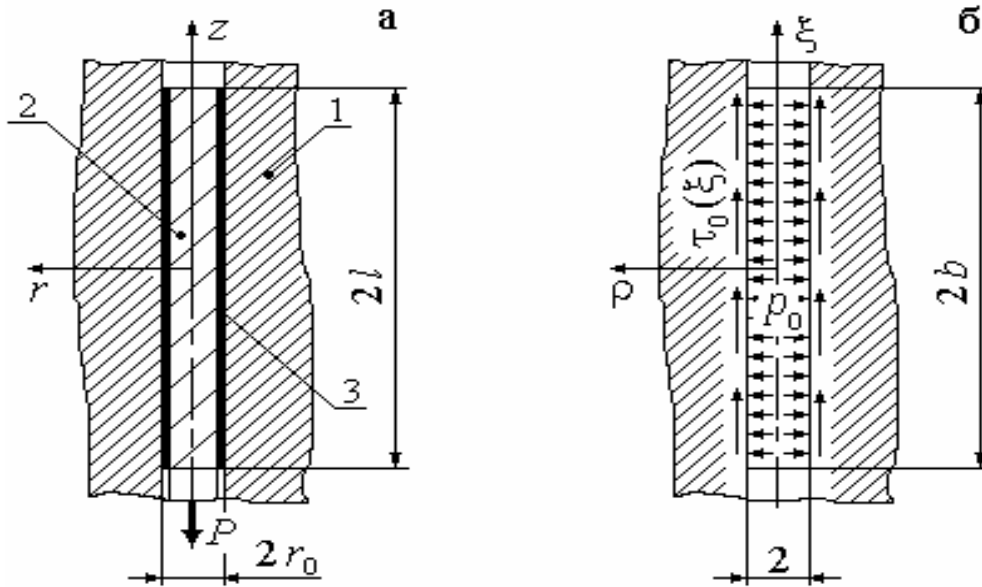


Рис. 3. До постановки задачі про навантаження свердловини вантажним анкером

Середовище є однорідним та ізотропним, а закріплення анкера здійснюється у глибині шпура на відстані, що значно перевищує його діаметр $l/d > 20$. Ці спрощення дають змогу розглядати модель середовища як пружний простір з достатньо довгим циліндричним отвором. З боку анкера на породу діє нормальне напруження, яке є рівним реакції від дії на анкер гірського тиску.

Для визначення напружено деформованого стану у околі анкера скористаємося основними рівняннями теорії пружності у осесиметричному випадку [7]. Розв'язок рівнянь відшукували у формі Папковича-Нейбера [6]:

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

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

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

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

де $K_0(\beta\rho)$, $K_1(\beta\rho)$ – модифіковані функції Ганкеля, а C , D , f , g – довільні сталі; σ_r , σ_φ , σ_z , τ_{rz} – радіальний, окружний, осьовий та дотичний компоненти тензору напружень; ν - коефіцієнт поперечної деформації; r, φ, z – циліндричні координати; r_0 - радіус шпура; $\rho = r/r_0$, $\xi = z/r_0$.

Інтегрування цих виразів дозволило визначити величину інтенсивності дотичних напружень[7]:

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{6}} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + 6(\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2)}$$

Закон зміни дотичного напруження вздовж анкера, суттєво впливає на напружено деформований стан у околі шпура [8] і знаходиться з використанням узагальненої задачі М.Є. Жуковського.

Результати розв'язку поставленої задачі отримано за наступних даних:

$$L_a = 2,25 \text{ м}; Q = 5 \cdot 10^4 \text{ н}; d_\phi = 2,5 \cdot 10^{-2} \text{ м}; d_{vt} = 3,2 \cdot 10^{-2} \text{ м}; h_B = 1,65 \cdot 10^{-2} \text{ м}; \\ h_T = 0,65 \cdot 10^{-2} \text{ м}; E_a = 1,2 \cdot 10^{11} \text{ н/м}^2; E_{vt} = 9 \cdot 10^9 \text{ н/м}^2; E_\kappa = 6 \cdot 10^9 \text{ н/м}^2.$$

Слід зазначити, що зміна модуля пружності втулки із фіксуючої суміші E_{vt} відбувалась з кроком $\pm 1 \cdot 10^9 \text{ н/м}^2$ від початкового значення. Причому, для зручності у порівнянні характеристик, зліва на наведених нижче рисунках (4-11), тобто позначених літерою а), наведені характеристики за умов збільшення модуля пружності втулки, а позначених літерою б) - зменшення модуля пружності. Причому, цифрою 1 позначено графіки за початкового значення модуля пружності, а цифрою 6 – графіки для максимального його значення (див. рис а), або для мінімального (див. рис б).

На рис. 8. наведено графіки розподілу інтенсивності дотичних напружень вздовж анкера, на глибині занурення у масив гірських порід рівному $10 r_{vt}$. Одиницею вимірювання довжини, у цьому випадку, визначено для зручності у відносних одиницях (у долях радіусу шпура r_{vt}). Для порівняння наведено графіки для мінімального, початкового та максимального значення з діапазону змін модуля пружності.

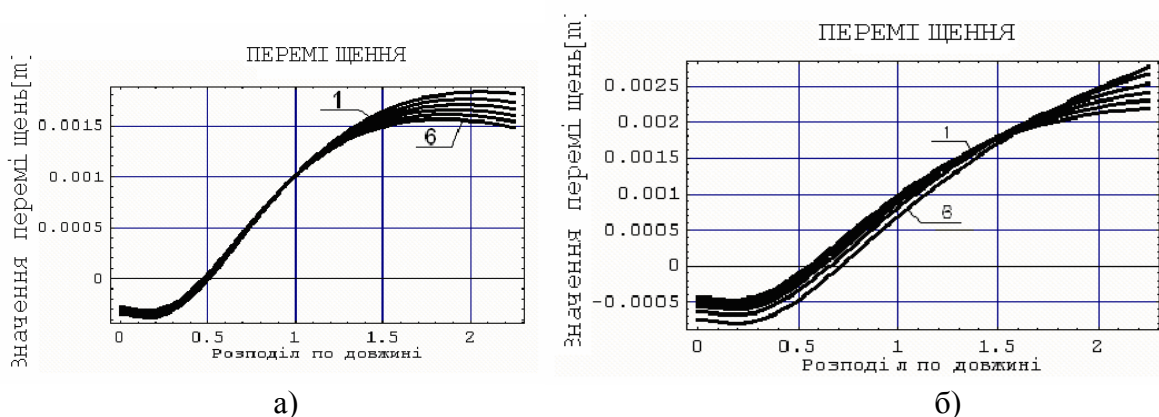


Рис. 4. Графік переміщень а) при збільшенні E_{vt} б) при зменшенні E_{vt}

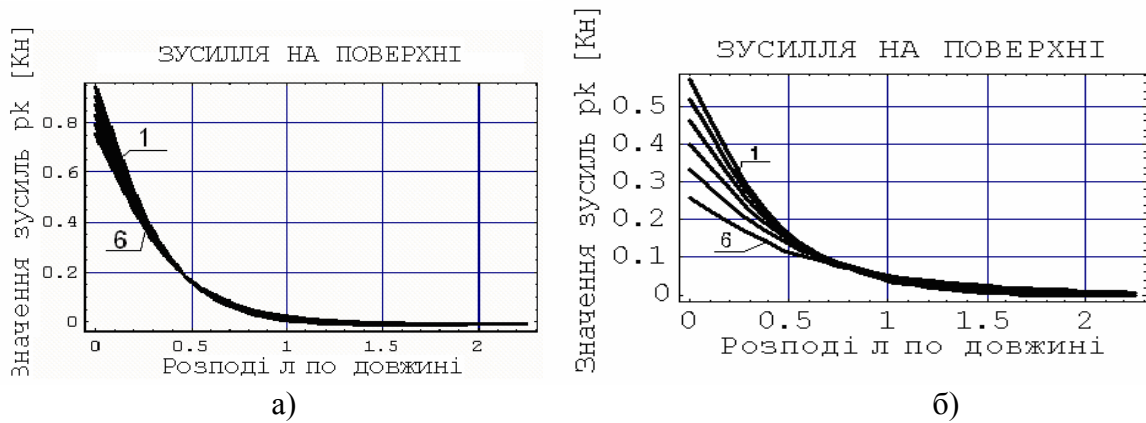


Рис. 5. Графік розподілу зусиль по поверхні анкера а) при збільшенні E_v ; б) при зменшенні E_v

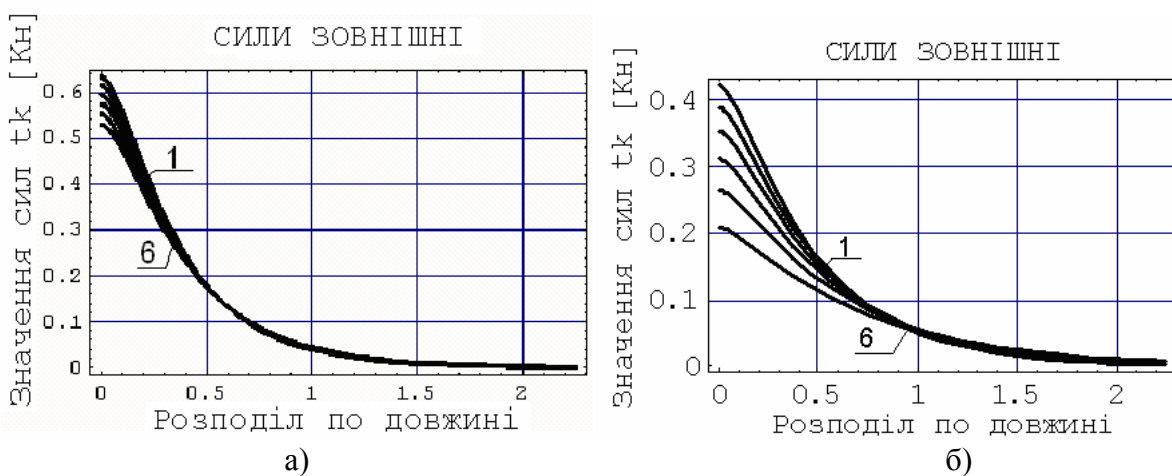


Рис. 6. Графік зовнішніх сил а) при збільшенні E_v ; б) при зменшенні E_v

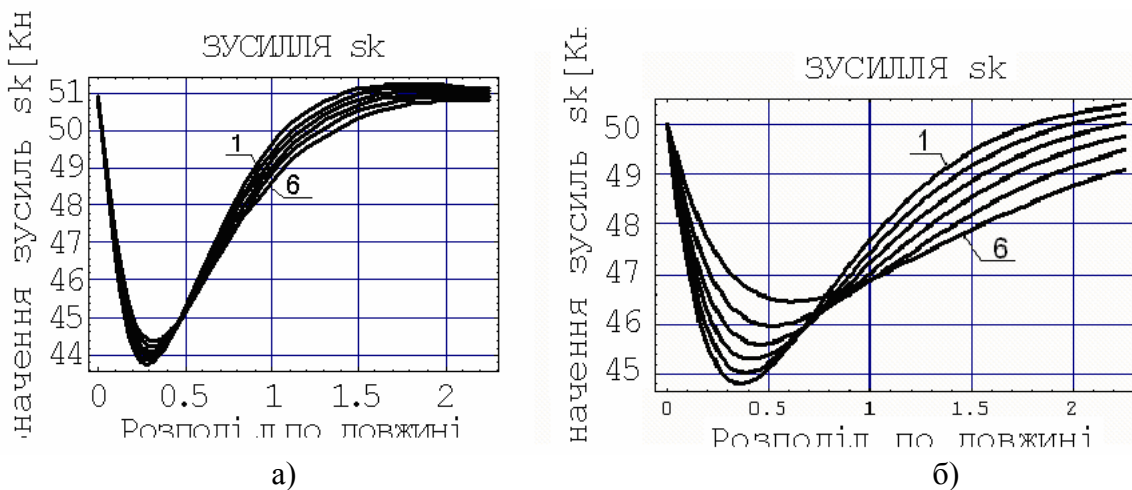


Рис. 7. Графік зусиль s_k а) при збільшенні E_v ; б) при зменшенні E_v

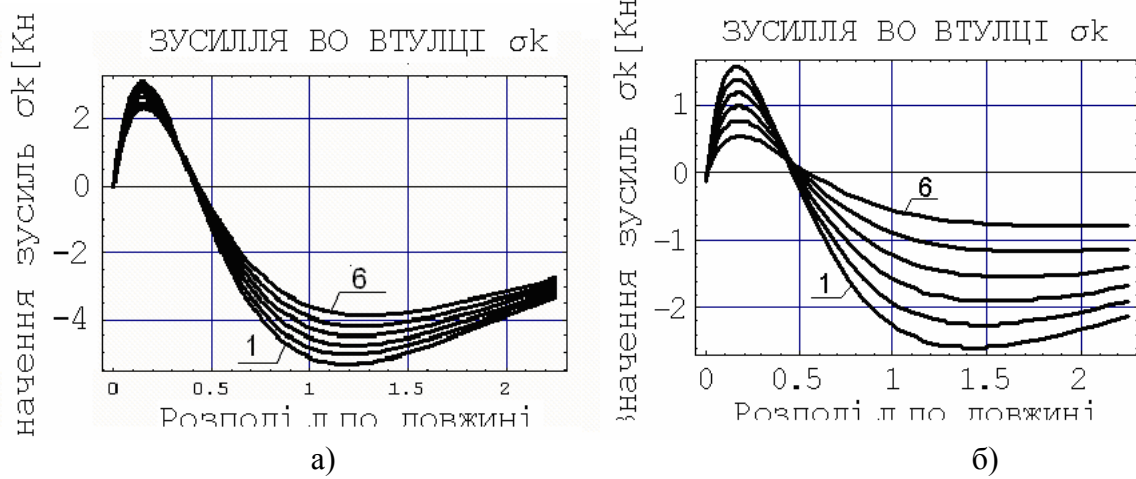


Рис. 8. Графік зусиль у втулці а) при збільшенні E_v ; б) при зменшенні E_v

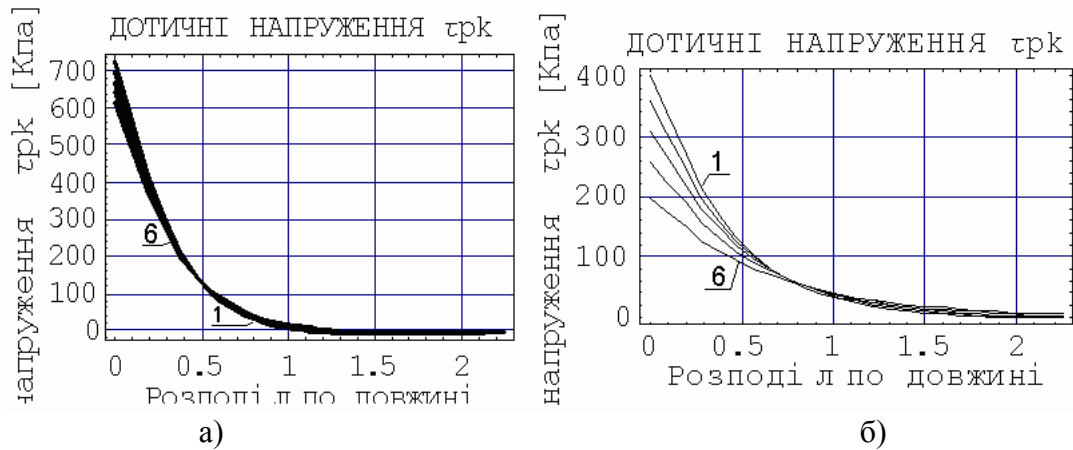


Рис. 9. Графік дотичних напружень на поверхні анкеру а) при збільшенні E_v ; б) при зменшенні E_v

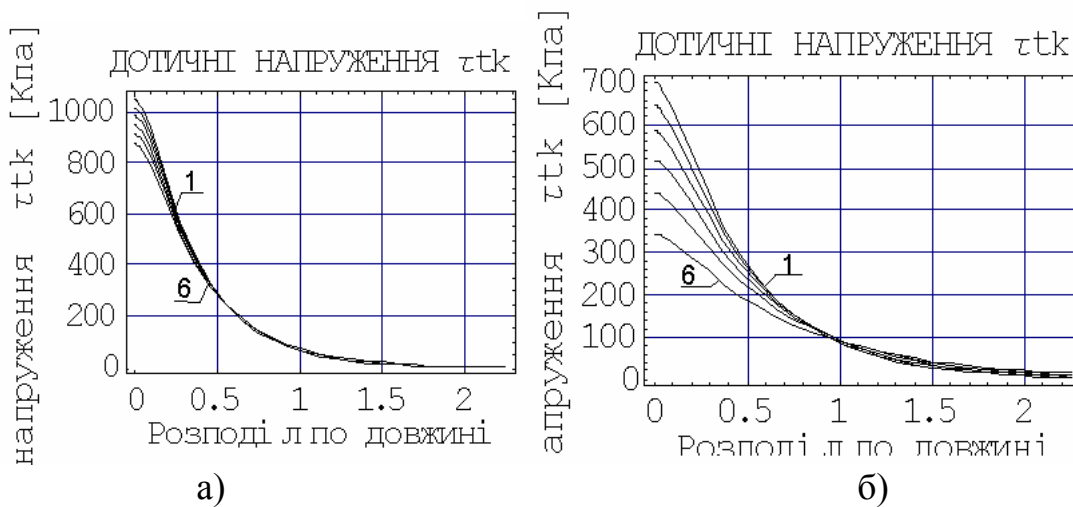


Рис. 9. Графік дотичних напружень на поверхні шпура а) при збільшенні E_v ; б) при зменшенні E_v

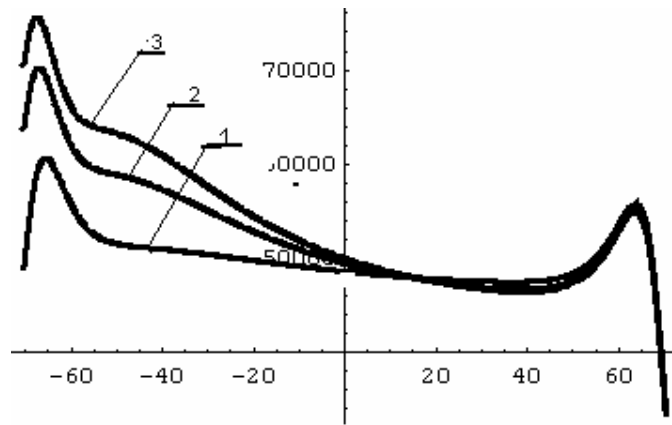


Рис. 11. Графік інтенсивності дотичних напружень при
 1) $E_{vt} = 2 \cdot 10^9 \text{ Па}$; 2) $E_{vt} = 9 \cdot 10^9 \text{ Па}$; 3) $E_{vt} = 16 \cdot 10^9 \text{ Па}$;

Аналіз наведених вище рисунків дозволив зробити висновки про наступне:

- За умов зниження міцності втулки із фіксуєючої суміші переміщення вздовж анкерної штанги є більшими (див.рис.3 б), ніж за збільшених значень модуля пружності (див. рис. 3 а), і носять більш рівномірний характер;
- Зниження міцності фіксуєючої суміші, призводить до зменшення (у гирла шпура) сил на контактній поверхні анкерна штанга – фіксуєюча суміш майже у три рази (див. рис.4);
- Зниження міцності фіксуєючої суміші, призводить до зменшення сил (у гирла шпура) на контактній поверхні фіксуєюча суміш – гірська порода майже у два рази (див. рис. 5 б);
- Зусилля у поперечних перетинах анкерної штанги, за умов зменшення міцності фіксуєючої суміші (див. рис. 6 б), носять більш рівномірний характеру вздовж анкерної штанги у порівнянні з випадком її збільшення (див. рис. 6 а);
- Зусилля у поперечних перетинах втулки із фіксуєючої суміші, за умов зменшення її міцності (див. рис. 7 б), носять більш рівномірний характер у порівнянні з рис. 7 а. Окрім того, швидкість зниження їх за величиною з кроком зниження модуля пружності досить висока;
- Дотичні напруження на контактній поверхні анкерна штанга – втулка із фіксуєючої суміші суттєво зменшуються зі зменшенням міцності фіксуєючої суміші (див. рис. 8 б). Аналогічним чином таке зменшення відбувається і на контактній поверхні фіксуєюча суміш – стінка шпура (див. рис. 9 б);
- Інтенсивність дотичних напружень вздовж анкерної штанги суттєво залежить від величини міцності втулки із фіксуєючої суміші (див. рис. 10). Цей факт пов'язаний із зміною компонент тензору напружень у околі шпура і викликаний зміною характеру розподілу дотичних напружень на його поверхні. Характер зміни інтенсивності дотичних напружень вздовж анкера за меншого за величиною модуля пружності (див. рис.10, крива 1) є більш рівномірним, ніж за більшого за величиною (див. рис. 10, крива 3).

Висновки:

- напружено-деформований стан у околі шпура залежить від міцності фіксуєючої суміші;

- існуючі висновки про зростання міцності закріплення із зростанням міцності фіксуючої суміші не підтверджуються проведеними дослідженнями;
- використання фіксуючої суміші міцності меншої за міцність оточуючих порід дозволяє забезпечити більш рівномірний розподіл параметрів напружено-деформованого стану у системі «анкерна штанга – фіксуюча суміш – гірська порода».

Список літератури

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. July, 2001, pp. 19 -28.
3. Aziz N.J., Indraratna B., Dey A. Influence of bolt surface profiles on the load transfer mechanism – laboratory and field study // Проблеми гірського тиску, 2000. – № 4. .с. 48-81.
4. Ларионов Г.И. О применении решения обобщенной задачи Н.Е. Жуковского к исследованию качества закрепления металлополимерного анкера. Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць/ Ін-т геотехнічної механіки ім. М. С. Полякова НАН України.- Дніпропетровськ, 2007.-вип.68, с.90-98.
- 5 Биргер И. А., Иосилевич Г.Б. Резьбовые и фланцевые соединения. – М.: Машиностроение, 1990. – 368 с.
6. Ларионов Г.І., Павлишин С.М., Головка С.А., Буліч Ю.Ю. Про деформований стан масиву гірських порід у околі навантаженого по осі анкера// Зб. наук. праць НГУ № 22 – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2005. – с.48 – 55.
7. Малинин Н.Н., Прикладная теория пластичности и ползучести – М.: Машиностроение, 1975. – 400с.
8. Ларионов Г.І Про вплив форм розподілу дотичних напружень на напружено-деформований стан масиву гірських порід у околі замкової частини шпура анкера //Материалы VI Промышленной МНТК „Эффективность реализации научного, ресурсного и промышленного потенциала в современных условиях”- п. Славское,20-24 февраля 2006г.-С.244 - 246

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кочурою Є.В.
Надійшла до редакції 14.04.09*

УДК 621.926:622 778

© Убай Юсеф Саламах Аль Мададха

СИСТЕМА АВТОМАТИЧЕСКОЙ ОПТИМИЗАЦИИ КРУПНОСТИ ПОМОЛА РУДЫ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Статья посвящена исследованию алгоритма автоматической оптимизации замкнутых циклов измельчения. На основании результатов исследований был развит аналог алгоритма оптимизации MELNIK для управления измельчительными агрегатами.

У публікації наведено результати дослідження алгоритма автоматичної оптимізації замкнених циклів здрібнювання. На основі результатів дослідження відомого алгоритма оптимізації MELNIK було запропоновано більш досконалий алгоритм управління здрібнювальними агрегатами.

The paper is devoted to study algorithm for the automatic optimization of grinding devices. According to investigation result there has been developed on the basis of analogy of MELNIK algorithm of automatic optimization of grinding devices.

Измельчение железной руды перед обогащением позволяет раскрыть такие полезные минералы, как магнетит, мартит, или же разрушить механические связи частиц минерала с пустой породой. Без такого разрушения никакие условия последующего обогащения не в состоянии обеспечить достаточную степень очистки железорудного концентрата, пригодного для металлургической переработки. С другой стороны, руда не должна быть переизмельчена, поскольку, во-первых, существует нижняя граница крупности, за которой нарушается работа магнитных сепараторов и растут потери железа в хвостах, а во-вторых, переизмельчение влечёт за собой непроизводительный перерасход электроэнергии. Существует оптимальная степень измельчения, при которой полезные минералы оказываются достаточно раскрытыми, но не переизмельченными. Обычно раскрытие контролируют по косвенным показателям, связанным с массовой долей характерного класса крупности, например, по плотности слива классификатора. При изменении крупности вкраплений полезного минерала – магнетита в руде поддержание заданного класса крупности в питании магнитного сепаратора приводит к недоизмельчению или переизмельчению руды и соответственно к снижению качества концентрата, повышению потерь железа в хвостах и удельных расходов электроэнергии. В работах [1 и 2] приведено теоретическое и экспериментальное обоснование критерия оптимизации крупности помола руды – коэффициента корреляции $R_{\beta_k\beta_x}$ между массовыми долями железа в концентрате β_k и хвостах β_x , которые могут быть измерены с помощью специальных датчиков, основанных на определении магнитной индукции в рабочей зоне сепаратора [3].

Целью статьи является разработка функциональной схемы и алгоритма автоматической оптимизации крупности помола железной руды в замкнутом цикле измельчения.

При недоизмельчении руды в питании магнитного сепаратора много сростков полезного минерала и вмещающей породы с большой вероятности попадают в концентрат и хвосты, что приводит к положительной корреляции между массовыми долями железа в концентрате и хвостах, т.е. к $R_{\beta_k\beta_x} > 0$.

При оптимальной степени измельчения сростки отсутствуют, зерна полезного минерала практически полностью поступают в концентрат, а пустая порода – в хвосты. Коэффициент корреляции $R_{\beta_k\beta_x} \rightarrow 0$.

При переизмельчении руды нарушаются обогатительные функции магнитного сепаратора и при избытке мелких классов он начинает работать как простой пульподелитель. В этом случае, если при каких-либо случайных возмущениях массовая доля железа в концентрате увеличивается, то в хвостах она уменьшается, и наоборот, что соответствует отрицательному значению коэффициента корреляции, т.е. $R_{\beta_k\beta_x} < 0$.

Функциональная схема системы автоматической оптимизации крупности помола железной руды в замкнутом цикле измельчения представлена на рис. 1.

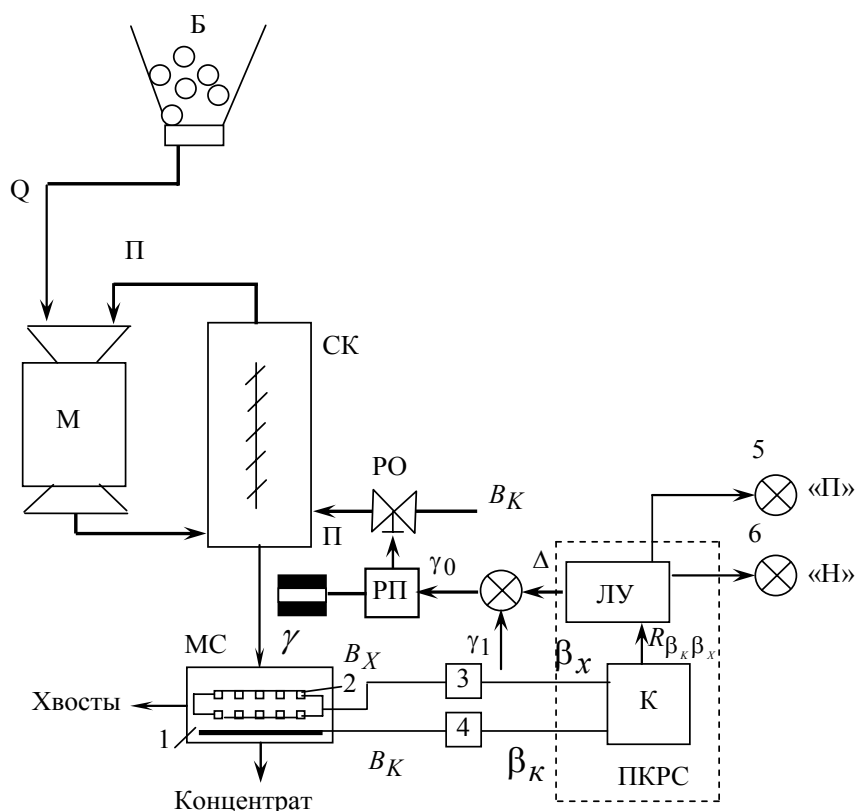


Рис. 1. Функциональная схема системы автоматической оптимизации крупности помола руды в замкнутом цикле измельчения

Обозначения на рис. 1 следующие: М – мельница; СК – спиральный классификатор; МС – магнитный сепаратор; Б – бункер; ПКРС – промышленная компьютерная рабочая станция; Q – производительность по исходной руде; B_K – расход воды в классификатор; γ – плотность слива классификатора; РП – регулятор плотности слива классификатора; РО – регулирующий орган расхода воды; B_X , B_K – соответственно магнитные индукции магнитного поля в рабочих зонах сепаратора выделения хвостов и концентрата;

1 – магнитный линейный резистор в рабочей зоне выделения концентрата; 2 – распределенные магниточувствительные датчики Холла в зоне выделения хвостов; β_X , β_K – соответственно массовые доли железа в хвостах и концентрате магнитного сепаратора; 3,4 – усилительно-преобразовательные блоки; К – коррелятор; ЛУ – логическое устройство; $R_{\beta_K\beta_X}$ – коэффициент корреляции между массовыми долями железа в концентрате и хвостах; γ_1 – начальное задание РП; γ_0 – оптимальное задание регулятору плотности слива классификатора; Δ – корректирующий сигнал регулятору плотности пульпы.

Рассмотрим работу системы. Массовые доли железа в концентрате и хвостах β_X , β_K измеряются с помощью датчиков магнитной индукции 1 и 2, сигналы которых преобразуются и нормализуются усилительно-преобразовательными блоками 3-4. Эти сигналы поступают на вход коррелятора, который рассчитывает коэффициент корреляции $R_{\beta_K\beta_X}$.

Сигнал, пропорциональный коэффициенту корреляции, является критерием оптимизации крупности помола руды и поступает на вход логического устройства, алгоритм работы которого заключается в следующем:

$$\gamma_0 = \begin{cases} \gamma_1 + \Delta, & \text{если } R_{\beta_K\beta_X} < 0 \\ \gamma_1 - \Delta, & \text{если } R_{\beta_K\beta_X} > 0 \\ \gamma_1, & \text{если } R_{\beta_K\beta_X} = 0 \end{cases} \quad (1)$$

При $R_{\beta_k \beta_x} < 0$ – загорается сигнал переизмельчение «П» (лампа 5 на рис. 1).

При $R_{\beta_k \beta_x} > 0$ – загорается сигнал недоизмельчение «Н» (лампа 6 на рис. 1).

Алгоритм оптимизации плотности пульпы слива классификатора является составной частью алгоритма управления, представленного на рис. 2.

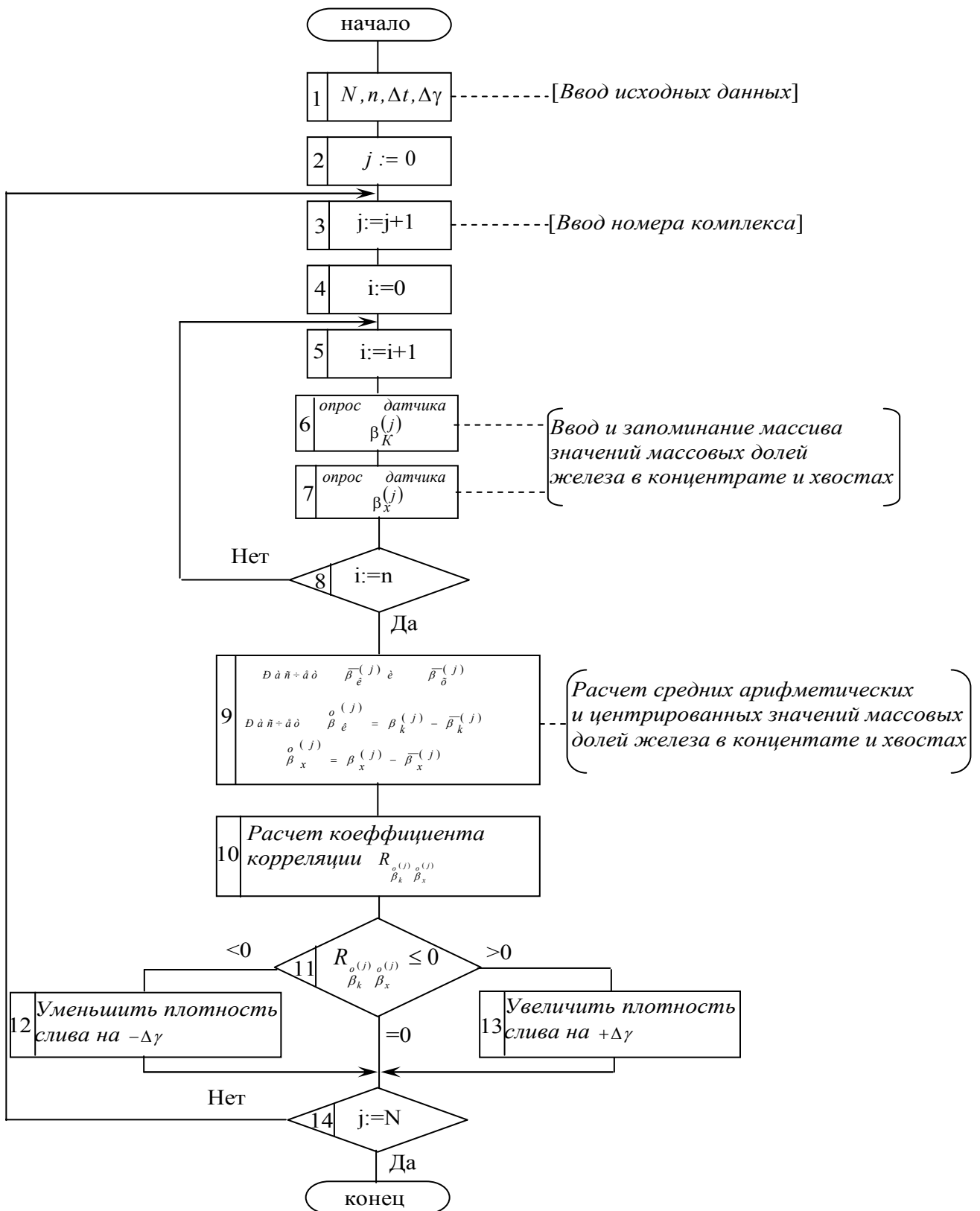


Рис. 2. Схема алгоритма автоматического регулирования крупности частиц в сливе классификатора

Техническая реализация предложенной системы возможна на базе промышленной компьютерной рабочей станции.

Выводы

1. При магнитном обогащении железных руд с переменной крупностью вкрапления магнетита системы автоматического регулирования плотности слива классификатора являются неэффективными, так как они не обеспечивают оптимизацию крупности помола руды.

2. Для автоматической оптимизации крупности помола руды по критерию оптимального раскрытия можно использовать критерий оптимизации – минимальное значение коэффициента корреляции между массовыми долями железа в концентрате и хвостах.

Перспективы дальнейшего развития заключаются в модернизации предложенного алгоритма для нестационарных случайных процессов обогащения. Для этого необходимо перейти от коэффициентов корреляции к взаимокорреляционным функциям случайных процессов изменения массовых долей металла в концентрате и хвостах обогатительных аппаратов.

Список литературы

1. Воронов В.А., Убай Юсеф Саламах Аль Мададха. Анализ критериев управления эффективностью обогащения и косвенных оценок раскрытия руды // Науковий вісник НГУ. – 2008. - № 1. – С.77-80.

2. Воронов В.А., Убай Юсеф Саламах Аль Мададха. Теоретическое обоснование критерия автоматической оптимизации измельчения руды на основе косвенной оценки раскрытия минералов // Науковий вісник НГУ. – 2008. - № 2. – С.85-89.

3. Кочура Е.В., Ислам Абдальхамид Юсеф Аль Бостанжи. Метод автоматического контроля массовой доли железа в концентрате магнитного сепаратора // Науковий вісник НГУ. – 2005. - № 10. – С. 86-89.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кочурою Є.В.
Надійшла до редакції 17.04.09*

УДК 681.3.07

© А.І. Купін, Д.І. Кузнєцов

ПАРАЛЕЛЬНИЙ АЛГОРИТМ НАВЧАННЯ БАГАТОШАРОВИХ НЕЙРОМЕРЕЖЕВИХ СТРУКТУР

У статті розглядається питання збільшення продуктивності параметризації нейромережових структур шляхом розпаралелення алгоритмів навчання із застосуванням кластерів та багатоядерних систем.

В статье рассматривается вопрос увеличения производительности параметризации нейросетевых структур путем распараллеливания алгоритмов обучения с применением кластеров и многоядерных систем.

In the article the question of increase of the productivity of parameterization of neural networks structures is examined by the way of parallel algorithms of studies with application of clusters and multicore systems

Останнім часом все більша кількість складних завдань у кібернетиці вирішується із застосуванням штучних нейроструктур [1]. На сучасному етапі розвитку засобів реалізації нейронних мереж (НМ) існує достатньо велика кількість нейроемулаторів, як безкоштовних, так і досить дорогих, але всі вони об'єднані тим, що швидкість їх роботи та обсяг оброблюваних даних невеликі. Навчання нейромережових структур, особливо при розв'язанні складних задач, потребує значних затрат апаратних ресурсів та машинного часу. Також використання НМ у системах реального часу вимагає зменшення тривалості навчання, збільшення кількості вирішуваних задач та, у підсумку, максимізації обчислювальної продуктивності.

Ретроспективний аналіз доступних джерел інформації показав, що одними з найбільш перспективних підходів у цьому напрямі є паралельні та розподілені обчислення. Огляд існуючих рішень паралельних алгоритмів навчання нейромереж засвідчує існування поки лише таких розробок.

1. Паралельна реалізація алгоритмів навчання нейронних мереж прямого поширення з використанням стандарту Message Passing Interface (MPI) [2]. Розроблений апаратно-програмний комплекс нейромережового моделювання Nimfa. У рамках цього комплексу з використанням MPI створені паралельні версії навчальних алгоритмів для нейронних мереж прямого поширення. Розрахунки на багатопроцесорних робочих станціях показали досить високу ефективність розроблених паралельних програм. Коефіцієнт розпаралелення у всіх експериментах перевищував 90%. У паралельному режимі успішно проведені нейромережові розрахунки по базі даних Nttalk, що описує вимову більше 20000 англійських слів.

2. Паралельна нейронна мережа з віддаленим доступом на базі розподіленого кластеру EOM [3]. Було розроблено та реалізовано на розподіленому обчислювальному кластері паралельний алгоритм навчання нейромереж. Також було розроблено WEB інтерфейс для віддаленого керування програмно-апаратним комплексом. В основу алгоритму навчання покладено алгоритм зворотного розповсюдження помилки Back Propagation (BP). Під час роботи модулю через задану кількість ітерацій або за вимогою відбувається передача даних від серверу до клієнта, котрі потім представляються користувачеві у текстовому чи графічному вигляді за допомогою WEB інтерфейсу. Нейросервер розгорнутий на розподіленому обчислювальному кластері. Кластер являє собою локальну мережу з машин класу Pentium II/III – 300-800 MHz. Кількість вузлів кластеру – 10, 5 з них – двох-процесорні, сумарна теоретична продуктивність кластеру складає 10 Gflops, швидкість передачі даних в мережі складає 100 Mbps, ОС – FreeBSD. Авторами даного проекту тестувалися 2 спеціалізовані нейроструктури (для відновлення просторової структури та визначення швидкості горіння хімічних речовин), які продемонстрували достатнє збільшення продуктивності обчислень у порівнянні з традиційними підходами.

Разом з тим у вищезазначених прикладах розпаралелення алгоритмів не було однозначно визначено, який саме алгоритм кращий: зворотного поширення помилки чи алгоритм прямого поширення. Також не було досліджено питання, яким шляхом краще реалізовувати паралельний алгоритм (кластер чи ба-

гатований комп'ютер або може кластер з багатоядерних комп'ютерів тощо). Тому метою даної статті є аналіз поширених алгоритмів навчання нейромережових структур на основі прямого та зворотного розповсюдження помилки. На підставі розпаралелених алгоритмів для багатоядерних систем та кластерів необхідно визначити, який алгоритм (паралельний чи послідовний) і яка система кращі. Розпаралелення вищезазначених алгоритмів повинно бути реалізованим за допомогою мови програмування C++ із застосуванням бібліотеки OpenMP для багатоядерних систем та з використанням технології MPI для кластерних платформ.

Розглянемо типовий алгоритм навчання звичайного персептрону мережі прямого поширення та проаналізуємо його на предмет потенційного розпаралелення.

Крок 1. На вхід мережі подається деякий вхідний образ \bar{X} , обчислюється сигнал N , від кожного нейрону, використовуючи наступну формулу $N_j = \sum_{j=1}^n W_{ij} * x_j$, n – кількість нейронів у шарі, W_{ij} - вага i -го нейрону, далі обчислюється функція активації $F(N)$.

Крок 2. Обчислення помилки $Error_i = Tar_i - Y_i$, де Y - вихід мережі, Tar - цільовий результат.

Крок 3. Якщо помилка велика, то модифікація ваг мережі $W_{ij}(t+1) = W_{ij}(t) + \alpha * x_i * Error_i$, α - швидкість навчання.

Крок 4. Перехід на крок 1.

Отже, математичний алгоритм навчання персептрону має такий вид:

$$\begin{aligned} Y_i &= F(\overline{XW}); \\ Error_i &= TAR_i - Y_i; \\ Wi &= Wi + \alpha * Error_i. \end{aligned} \quad (1)$$

Аналіз наведеного алгоритму показує, що всі векторні операції з виразу (1) достатньо легко розпаралелити.

Так, як обчислення добутку двох векторів є число то паралельний математичний алгоритм матиме вид:

$$\begin{aligned} Y_i &= F(\overline{X_H W_H}); \\ Error_i &= Tar_i - Y_i; \\ Wi_H &= Wi_H + Error_i * \alpha * x_{i_H} \end{aligned} \quad (2)$$

де $H=N/P$ – середня кількість елементів, котра припадає на один процесор, P -кількість процесорів, N – загальна кількість елементів.

Аналогічно було розроблено паралельний математичний алгоритм Back Propagation:

$$\begin{aligned} Y_i &= F(\overline{X_H W_H}); \\ d &= Y_i(1 - Y_i)(Tar_i - Y_i); \\ Wi_H &= Wi_H + dY_i. \end{aligned} \quad (3)$$

Для багатоядерних систем алгоритми (2) - (3) було реалізовано у середовищі Visual Studio 2005 Professional на мові програмування C++ з використан-

ням бібліотеки OpenMP. Після цього шляхом багаторазових обчислювальних експериментів відбувалося тестування алгоритмів у двох основних режимах:

- 1) на базі багатоядерних систем;
- 2) для кластерних систем.

Усього з метою визначення кращого способу реалізації паралельного навчання нейронних структур та визначення оптимальної продуктивності було проведено чотири серії обчислювальних експериментів із застосуванням різних апаратно-програмних платформ. Протягом усіх випробувань досліджувалася нейромережева система класифікації примітивних образів (звичайних цифр та літер абетки). В якості головного показника продуктивності протягом таких експериментів застосовувалася швидкість збігу навчання (тобто параметризації) НМ-структури. При цьому зазначений чинник досліджувався в умовах зміни обсягу робочих параметрів нейронних мереж за кількістю нейронів у всіх шарах (починаючи з 40 та максимально до 500-900 ваг). Отримані результати в умовах паралельних алгоритмів якісно порівнювалися з аналогічними показниками при послідовній реалізації навчання нейроструктур ідентичної архітектури.

Тестування зазначених вище алгоритмів на базі багатоядерних систем відбувалося на базі двоядерного процесору типу Intel Core Duo T2450 (2.0 Ghz, 533 Mhz FSB, 2MB L2 cache), ОЗП – 1GB. Операційна система Microsoft Windows XP SP3. У якості навчальної вибірки для тесту №1 (рис. 1) було обрано ASCII коди перших 20 український літер та з початковою кількістю нейронів 40. Кількість нейронів поступово збільшувалась до 500. Швидкість навчання становила $\alpha=0,0001$, значення граничної помилки $E=0,001$. На ядрі №1 процесора обчислювалась функція активації F , та помилка (Error) навчання, а часткові суми та кореговані ваги нейронів на обох ядрах одночасно. Для більшої наочності були протестовані послідовні та паралельні алгоритми BP та алгоритм навчання перцептрону. Загальні результати першого тесту представленні на рис. 1.

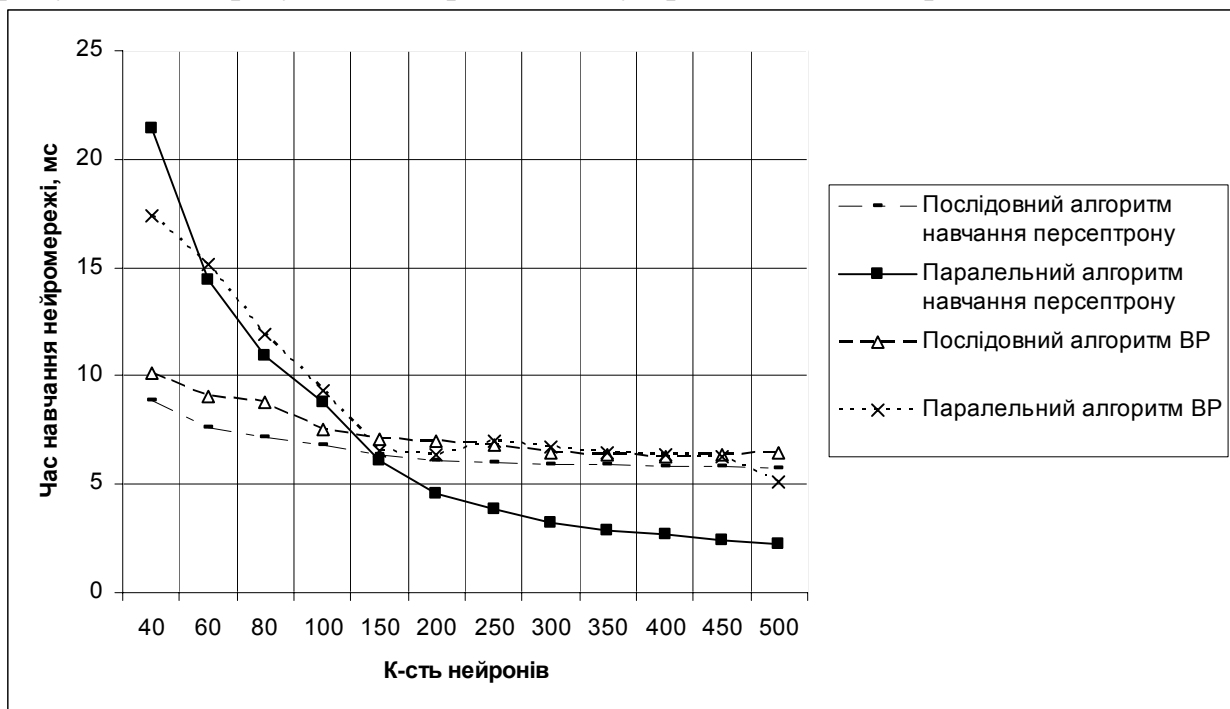


Рис. 1. Результати тестувань №1

Для тесту №2 всі вхідні дані залишилися такими ж самим, як і для тесту №1, змінилась тільки гранична помилка $E=0,01$. Результати тесту представлені на рис. 2.

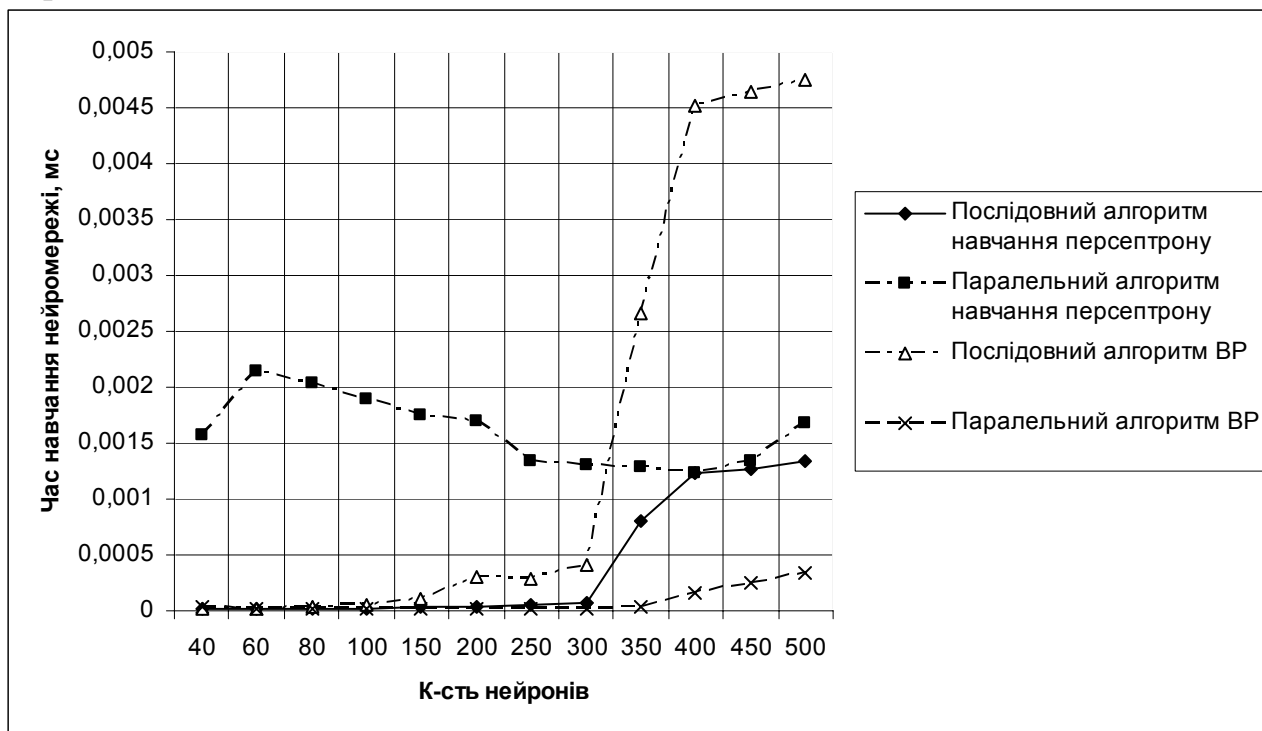


Рис. 2. Результати тестувань №2

Для тесту №3 було взято 200 ASCII кодів з початковою кількістю нейронів 300. Кількість нейронів поступово збільшувалась до 900. Швидкість навчання становила $\alpha=0,0001$, значення граничної помилки $E=0,001$. Результати тесту №3 представлені на рис. 3.

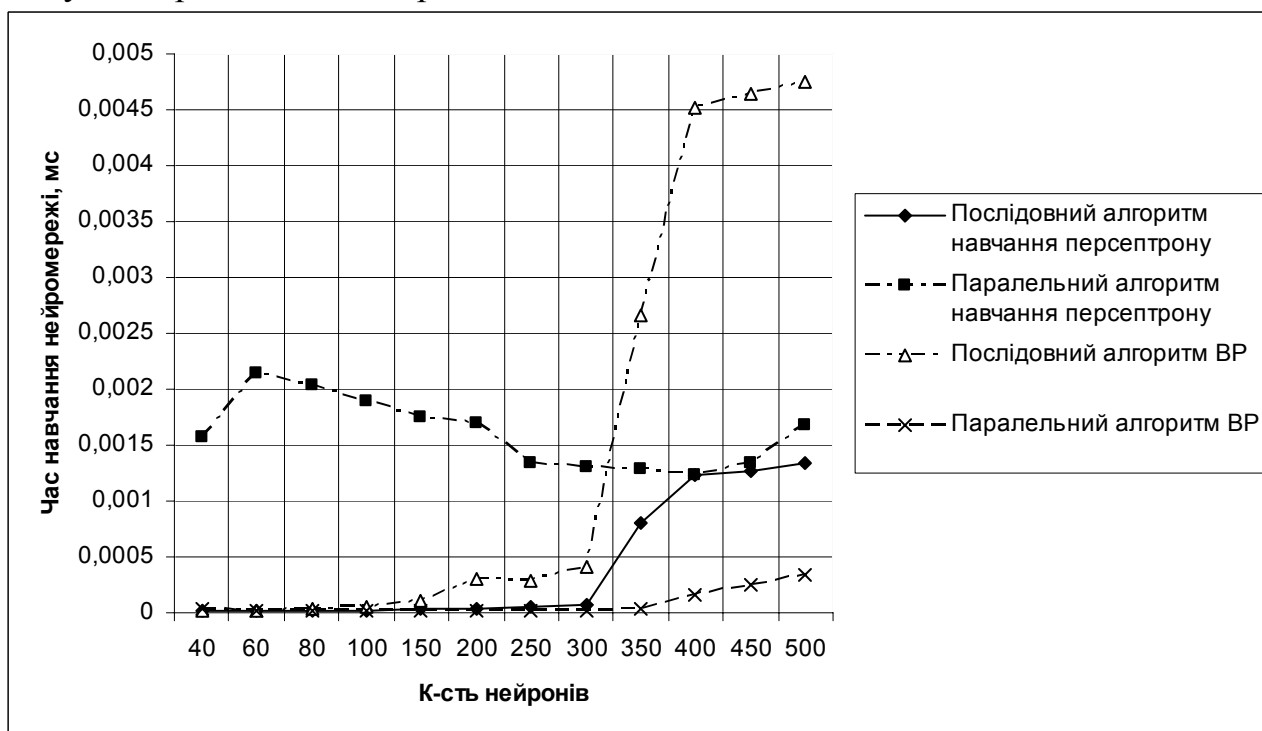


Рис. 3. Результати тестувань №3

Тестування паралельних та послідовних алгоритмів для кластерних систем відбувалося на базі кластеру з двох комп'ютерів, на платформі двох-ядерного процесору Intel Core Duo T2450 (2.0 Ghz, 533 Mhz FSB, 2MB L2 cache), ОЗП – 1GB. Операційна система Linux. У якості навчаючої вибірки було обрано ASCII коди перших 20 українських літер та з початковою кількістю нейронів 40. Кількість нейронів поступово збільшувалась до 500. Швидкість навчання становила $\alpha=0,0001$, значення граничної помилки $E=0,001$. Результати тесту №4 приведені на рис. 4.

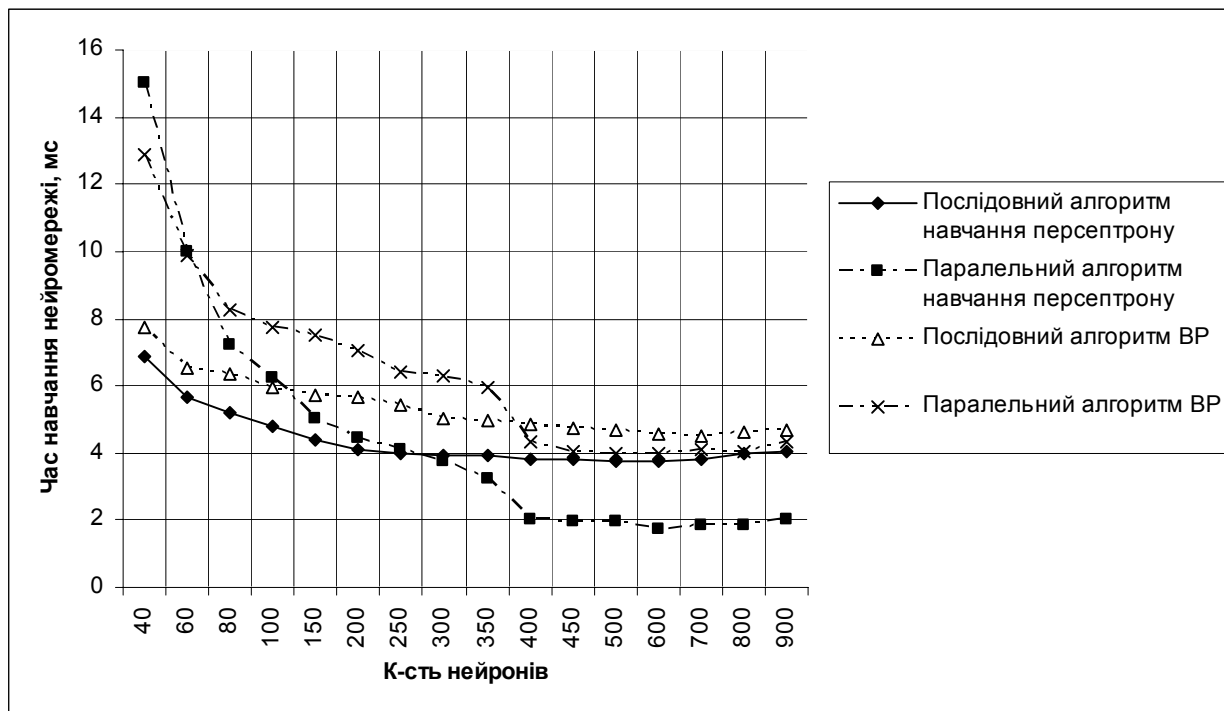


Рис. 4. Результати тестувань №4

У результаті тестувань було з'ясовано, що на платформі Linux нейронна мережа навчається швидше, ніж на платформі Windows, перш за все це пов'язано з наявністю графічної оболонки у системі Windows. У першому та четвертому тестах, коли задавалась досить висока точність навчання ($E=0,001$), було прослідковано спад швидкості навчання при досить малій (на початку тестувань) кількості нейронів і при досить великій (в кінці тестувань). У тестах №2 та №3 при точності навчання $E=0,01$ спад швидкості спостерігався тільки при досить великій кількості нейронів. Спад навчання при відносно малій кількості нейронів (приблизно на 50% більший від вхідної вибірки) можна пояснити збільшенням кількості ітерацій підбору ваг нейронів, а спад при збільшенні кількості нейронів пояснюється збільшенням часу обчислення активаційних функцій нейронів. Усі чотири тести показали, що використання розпаралеленого алгоритму збільшує швидкість та зменшує час навчання нейронної мережі.

Висновки

1. При створенні сучасних нейронних емуляторів доцільно використовувати розпаралелені варіанти найпопулярніших алгоритмів навчання нейромереж.
2. При використанні розпаралелених алгоритмів потрібно встановити оптимальне співвідношення кількості вхідних нейронів до загальної кількості ней-

ронів у зовнішньому та внутрішніх шарах мережі. Результати тестувань показали, що таке співвідношення на один вхідний нейрон навчаючої вибірки приблизно припадає 150-200 нейронів. Дана кількість може змінюватись в залежності від класу розв'язуваних задач.

3. У випадку створення деякої потужної нейронної системи, яка буде розв'язувати широкий клас задач, доцільно використовувати кластер, де окремих вузлах представлятиме собою багатоядерну систему з операційною системою Linux або їй подібних. Реалізацію таких кластерів можна організовувати навіть на базі комп'ютерних аудиторій університетів, адже у основний час вони використовуються для навчального процесу, а у вільний час можуть застосовуватись для реалізації високопродуктивного «нейронного кластеру».

4. Перспективами подальших досліджень даного підходу є системи реального часу (наприклад, АСКТП), адже швидкість і правильність прийняття рішень є досить головним критерієм у даному класі задач.

Список літератури

1. Купін А.І. Интеллектуальная идентификация та керування в умовах процесів збагачувальної технології : Монографія. – Кривий Ріг: КТУ. – 2008. – 204 с.

2. РФЯЦ-ВНИИТ[Електронний ресурс]: Н.Н Федорова, С.А. Терехов Параллельная Реализация Алгоритмов Обучения Нейронных Сетей Прямого Распространения с Использованием Стандарта MPI.- електр. дані.-М.:РФЯЦ-ВНИИТ, 2009.- режим доступу: <http://www.vniitf.ru/>, вільний;

3. Вычислительная физика, прикладные сетевые исследования и ChANT[Електронний ресурс]: А.Ю. Довженко, С.А. Крашаков Параллельная нейронная сеть с удаленным доступом на базе распределенного кластера ЭВМ.- електр. дані.-М: Comphys, 2008.- режим доступу: <http://www.comphys.ru/Articles/cacr2001.htm>, вільний.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 16.04.09*

УДК 681.518

© Л.І. Цвіркун, Р.В. Липовий

ТОПОЛОГІЧНА ОПТИМІЗАЦІЯ CAN-МЕРЕЖІ СИСТЕМИ КОНТРОЛЮ КОНВЕЄРНИХ ЛІНІЙ ВУГІЛЬНОЇ ШАХТИ

У статті розглядається проблема топологічної оптимізації CAN-мережі й описуються особливості розробленої програми для її рішення в інтерактивному режимі.

В статье рассматривается проблема топологической оптимизации CAN-сети и описываются особенности разработанной программы для ее решения в интерактивном режиме.

The article discusses the problem of topologic optimization of the CAN network and illustrates the features of the developed software to solve it in an interactive mode

Вступ. При розробці систем контролю конвеєрних ліній вугільних шахт однією із проблем є відсутність систем передачі інформації орієнтованих на роботу в підземних умовах.

Для виробництв загальпромислового типу застосовуються мережі PROFIBUS, BITBUS, MODBUS, World-FIP, LonWorks і т.д., які не придатні для вугільних шахт із вибухонебезпечним середовищем.

Останні досягнення. Проведені роботи показали, що при реалізації розподілених систем контролю вугільних шахт, можливо використовувати CAN-мережі [1].

Розробка топології таких мереж повинна враховувати наявні гірські виробки, підземні комунікації й специфіку технологічних процесів вугільних шахт.

Побудування моделі такої мережі з наступною її доробкою з використанням спеціалізованої програми є одним зі шляхів одержання CAN-мережі оптимальної структури.

Модель CAN-мережі системи контролю може бути представлена у вигляді бінарного дерева, що складається з безлічі об'єктів (вузлів) і зв'язків (ребер) між ними [2]. При цьому кожен вузол має один вхід і два виходи.

Однак така модель зручна для розробки архітектури мережі й протоколів маршрутизації в ній, але не дозволяє розробити й оптимізувати реальну топологію CAN-мережі вугільної шахти. Річ у тому, що в реальній мережі деякі вузли повинні містити більше двох виходів і крім цього в моделі необхідно враховувати не тільки зв'язки між вузлами, але і їхню реальну довжину.

Це необхідно для врахування обмежень на довжину ліній зв'язку між вузлами й розрахунку загальної довжини ліній зв'язку CAN-мережі.

Формулювання цілей роботи. Для вирішення поставленої задачі необхідно розробити програмне забезпечення яке дозволить:

- проведення топологічної оптимізації CAN-мережі, що припускає просторовий розподіл використовуваного обладнання;
- проведення розрахунку загальної довжини кабельних з'єднань;
- скорочення часу розробки топології CAN-мережі із заданими обмеженнями;
- підвищення швидкості передачі CAN-мережі.

Результати досліджень. Зобразимо CAN-мережу у вигляді спрямованого графа. Вершинам графа зіставимо вузли мережі (тобто їх місцезнаходження – координати, які відомі), а дугам – лінії зв'язку між ними.

При цьому, можливо провести топологічну оптимізацію мережі, що припускає просторовий розподіл використовуваного обладнання. Критерієм оптимізації оберемо сумарну довжину ліній зв'язку CAN-мережі, а як обмеження – довжину ліній зв'язку між окремими вузлами.

Для реалізації цього обмеження, що пов'язане з характерною топологією гірських виробок і з фізичними обмеженнями на довжину лінії зв'язку через вибухонебезпечне середовище вугільної шахти, необхідне введення додаткових вершин.

У теорії графів це вирішується за допомогою відомого завдання Штейнера, додаткові вершини при цьому називають крапками Штейнера, а відповідний кістяк - деревом Штейнера [3]. Ця задача для загального випадку вважається невирішеною.

Для вирішення цього завдання була розроблена програма мовою Action Script 3, що дозволяє будувати граф (дерево) Штейнера.

Робиться це в такий спосіб.

У шар 0 імпортується креслення з топологією гірських виробок (рис. 1).

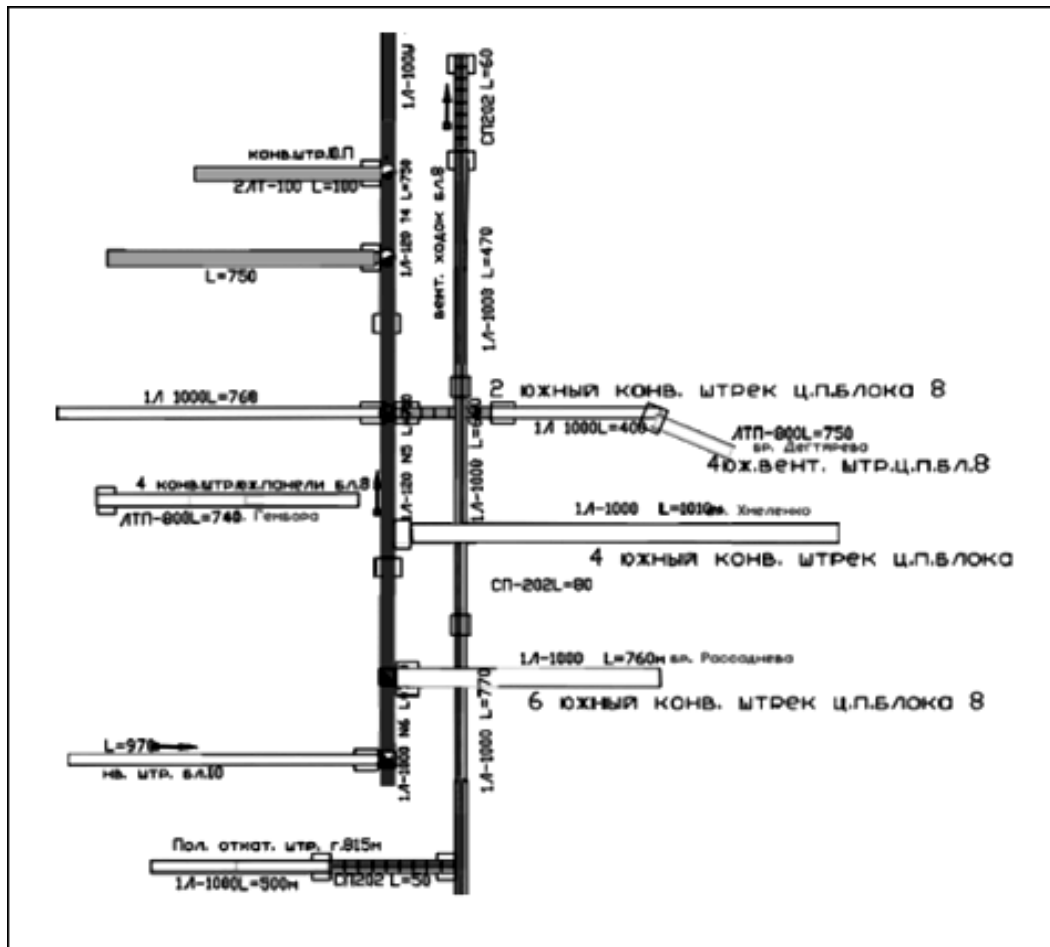


Рис. 1. Імпортування креслення в шар 0

При чому, чіткі контури зображення повинні мати тільки конвеєрні лінії, чіткість контурів іншої графічної інформації для побудови графа не має значення. Це дозволяє оператору на наступному кроці в інтерактивному режимі точно проставити вихідні вершини графа в шарі 1 перед початком роботи й коректувати розташування вершин, що вводять, з урахуванням розташування гірських виробок й обладнання (рис. 2).

Введення вершин Штейнера й корегування їх розташування, відповідає розміщенню обладнання в SAN-мережі. При цьому програма дозволяє додавати й видаляти вершини графа (крапки Штейнера) і зв'язки між ними, з коректуванням відповідних баз даних (рис. 3). Після побудовання графа програма дозволяє провести розрахунок загальної довжини кабельних з'єднань (рис. 4).

Інформація про перевищення довжини ліній зв'язку між вузлами мережі служить одним із критеріїв при призначенні вершин Штейнера.

На рис. 5 представлений графічний шар 1, у якому програмою сформоване дерево Штейнера. Тут відображено сумарну довжину кістяка й число вузлів мережі по дереву Штейнера й коефіцієнт топологічної оптимізації мережі.

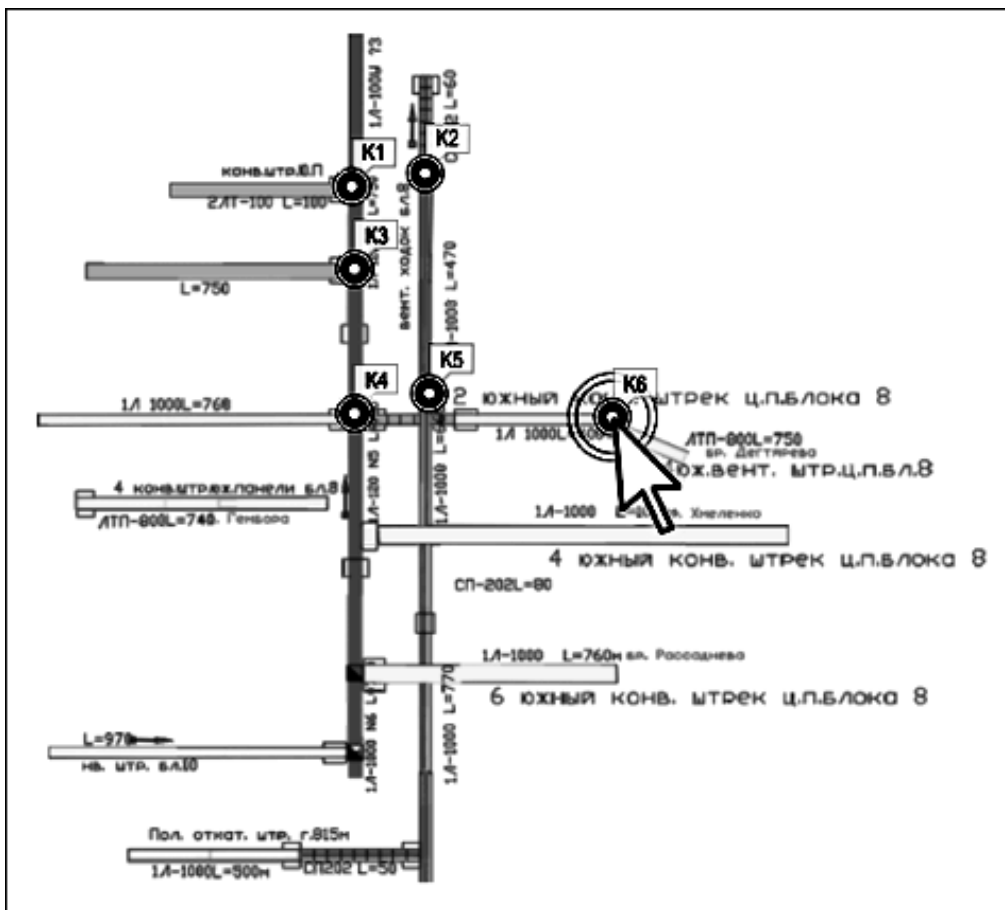


Рис. 2. Створення вузлів (шар 1)

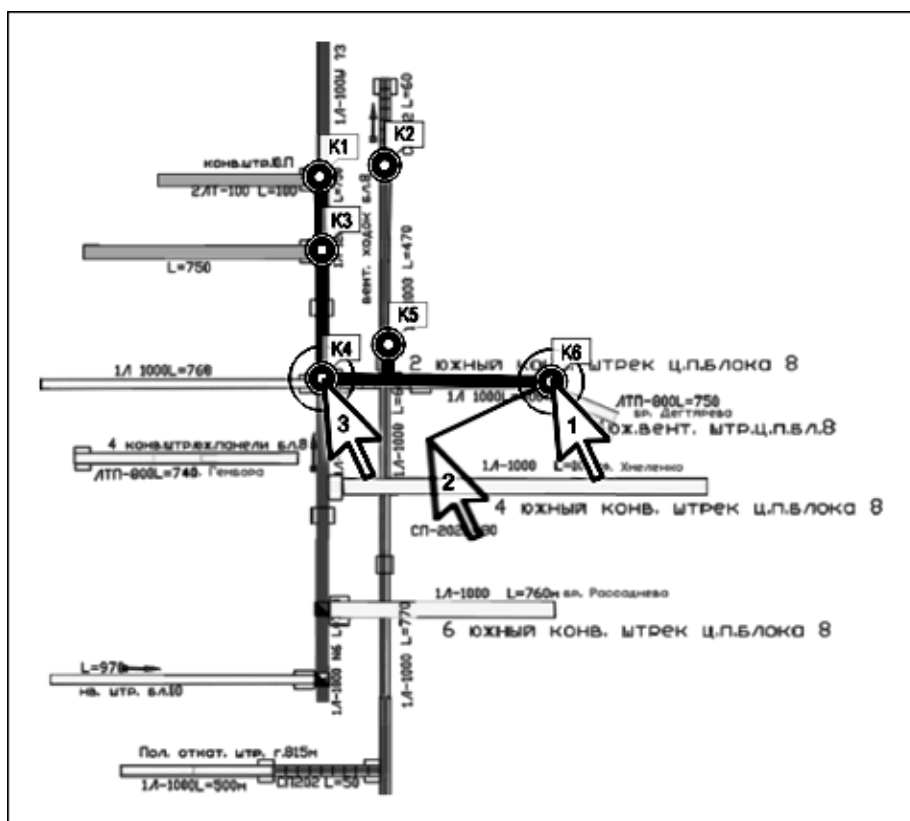


Рис. 3. Створення зв'язків (шар 1)

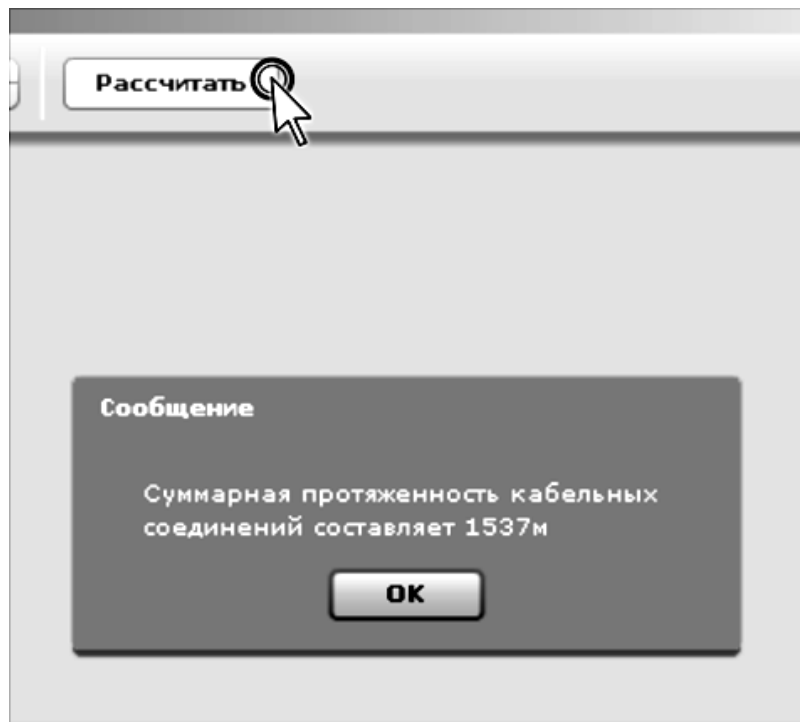


Рис. 4. Розрахунок загальної довжини кабельних з'єднань

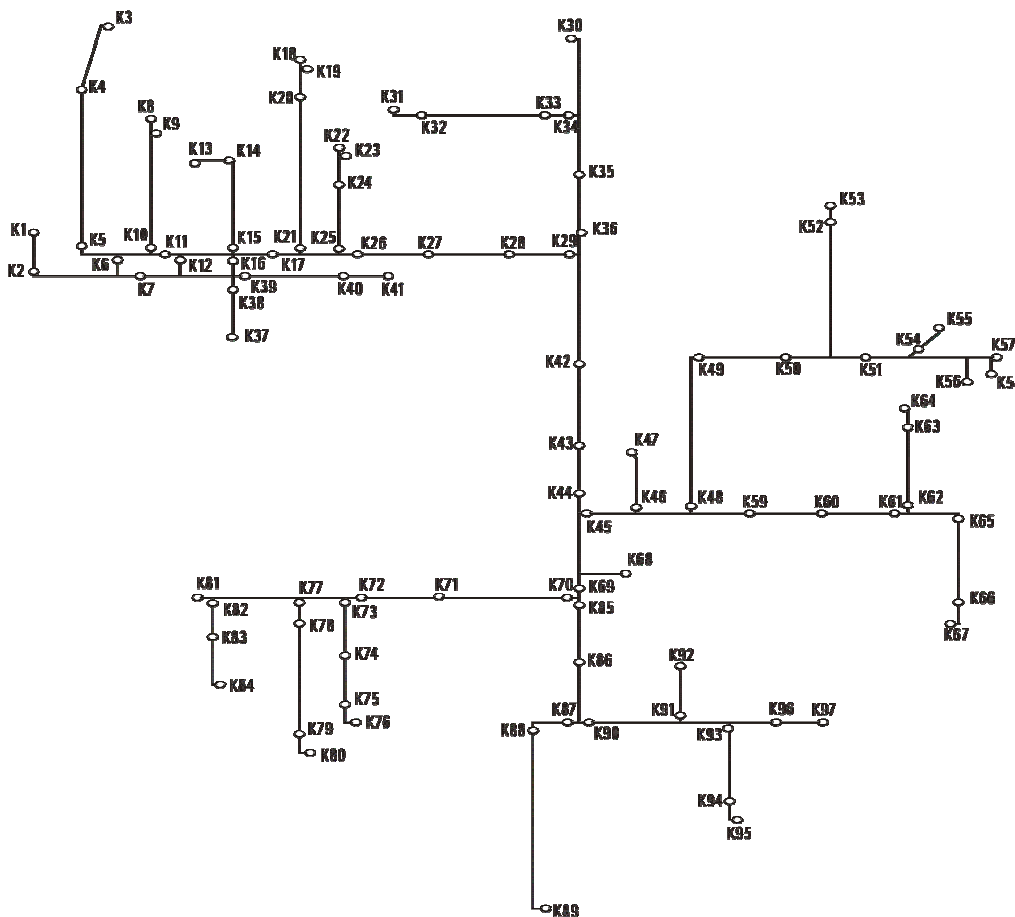


Рис. 5. Модель CAN-мережі АСУ ТП вугільної шахти у вигляді дерева Штейнера

Крім цього можливе виведення інформації про структуру вузлів по кількості входів-виходів і по функціональному призначенню, а зв'язків – по довжині.

Можливість зміни обмеження на довжину лінії зв'язку між вузлами в процесі роботи програми дозволяє аналізувати питання про підвищення швидкості передачі CAN-мережі й вплив цього фактора на кількість використовуваного обладнання.

Висновки.

1. Використання описаного підходу дозволяє суттєво скоротити час розробки топології CAN-мережі із заданими обмеженнями.

2. Розробка моделі CAN-мережі у вигляді дерева Штейнера дозволяє надалі зменшити сумарну довжину ліній зв'язку на більш ніж 10%.

Надалі планується додати більше інтелектуальних функцій програмі на етапі створення й корегування нових вершин Штейнера для підвищення швидкості проектування та отримання додаткової оптимізації.

Список літератури

1. Gruhler G., Pivnjak G., Tkachov V., Tsvirkun L., Poperechnyy D. Very large hierarchical CANopen systems in mining // CAN Newsletter. - 2004. - №4. – С. 48-54.

2. Ткачев В.В., Аврахов Ю.А., Огеенко П.Ю., Козарь Н.В. Разработка системы передачи информации для подземных условий. – Сборник научных трудов НГУ. №19, Том 2 – Днепропетровск: РВК НГУ, 2004. – С. 20-27.

3. Бобылев С.Н., Шалимова К.Н. Топологическая оптимизация сетей микроконтроллеров в системах управления производственными процессами. – Оптимизация производственных процессов: Сб. науч. тр. – Севастополь, 2004 – вып. № 10. – С. 67-69.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 19.05.09*

УДК 621.51/54

© Л.С. Ястремский, А.С. Малюга, А.И. Лященко

НАТУРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРЯМОХОДОВЫХ ПНЕВМОПРИВОДОВ С РЕГУЛИРОВАНИЕМ РАСХОДА РАБОЧЕГО ТЕЛА

В статье рассмотрены вопросы натурального моделирования прямоходовых пневмоприводов с регулированием расхода рабочего тела, предложена схема устройства для натурального моделирования рабочих процессов пневмоприводов.

В статті розглянуті питання натурального моделювання прямоходових пневмоприводів з регулюванням витрат робочого тіла, запропонована схема пристрою для натурального моделювання робочих процесів пневмоприводів.

In the article the problems of natural simulation of direct moving pneumatic actuators with propulsive mass flow control are considered, the scheme of the device for full scale simulation of operational processes of pneumatic is given.

В настоящее время пневмоударные машины широко используются для разрушения горных пород средней и высокой крепости. Исходя из технологии бурения, при пневмоударном способе бурения обеспечивается более дешевое и производительное обуривание горной массы. В настоящее время продолжаются исследовательские работы по определению рациональных конструктивных схем и оптимизации рабочих процессов, улучшения экономичности и технологичности конструкции, определения конструктивных параметров, динамических характеристик [1]. При математическом моделировании динамики рабочих процессов прямоходовых пневмоприводов сжатый воздух рассматривается как идеальный газ, влиянием теплообмена с окружающей средой пренебрегают, параметры воздуха в сети и окружающей среде считают постоянными, а некоторые величины принимаются эмпирически [2].

Целью статьи является натурное моделирование прямоходовых пневмоприводов с регулированием расхода рабочего тела на входе исследуемого объекта.

Известно устройство для моделирования виброударных механических систем [3]. Недостатком указанного устройства является то, что оно позволяет моделировать только динамику механических систем. Сжатый воздух в полостях пневмопривода осуществляет упругую нелинейную связь между подвижными элементами, однако это устройство не позволяет моделировать эту нелинейную связь, а также исследовать изменения рабочего тела в полостях, законы воздухораспределения.

Наиболее близким по технической сущности является устройство для натурального моделирования пневмоударных механических систем [4]. Недостатком указанного устройства является то, что при моделировании рабочих процессов пневмоударных систем отсутствует обратная связь по рабочему телу. Это не позволяет моделировать рабочие процессы в системе при различных входных параметрах рабочего тела, не меняя сетевого давления. В реальных производственных условиях изменение сетевого давления в силу различных причин (утечки, изменение количества потребителей и т.д.) происходит в широком диапазоне и конструктору-разработчику прямоходовых пневмоприводов необходимо обеспечить устойчивую работу машины, подобрав соответствующие рациональные параметры.

Целью предлагаемого устройства является повышение точности измерений при расширении функциональных возможностей устройства для натурального моделирования прямоходовых пневмоприводов с регулированием расхода рабочего тела на входе исследуемого объекта.

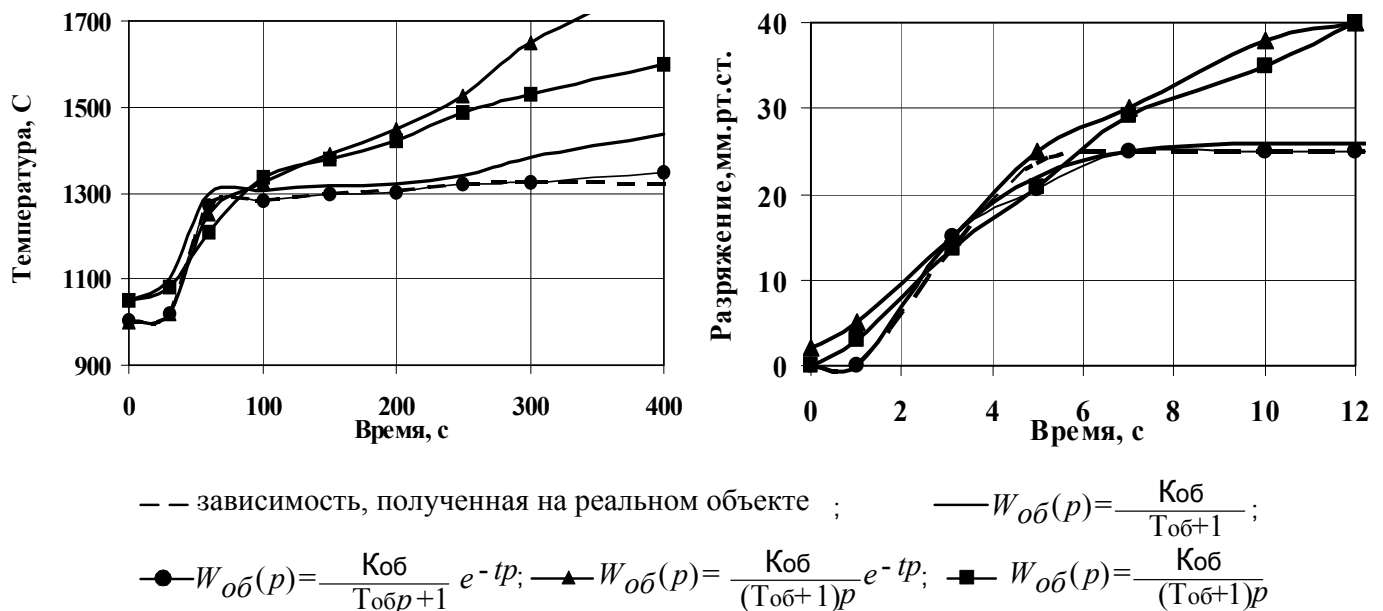
Поставленная цель достигается тем, что в устройстве введены регулируемый дроссель расхода воздуха, позиционный электрогидравлический привод и усилители обратной связи, а управляющая шина с микропроцессорного вычислительного устройства подключена к усилителям обратной связи, выходы которых соединены с входом электрогидравлического привода, который осуществляет изменение положения подвижного элемента регулируемого дросселя расхода воздуха на подводящем трубопроводе.

Это позволяет осуществлять вариацию экспериментов при изменении расхода рабочего тела в автоматическом режиме, что сокращает время проведения экспериментов и повышает их достоверность.

Таблица 1

Вид и значения коэффициентов передаточных функций, моделирующих свойства объекта по каналу «расход газа – температура рабочего пространства»

Вид посадки	Вид передаточных функций			
	$W_{об}(p) = \frac{K_{об}}{T_{об} + 1}$	$W_{об}(p) = \frac{K_{об}}{(T_{об} + 1)p}$	$W_{об}(p) = \frac{K_{об}}{(T_{об} + 1)} \cdot e^{-tp}$	$W_{об}(p) = \frac{K_{об}}{(T_{об} + 1) \cdot p} \cdot e^{-tp}$
Холодный посад	$W_{об}(p) = \frac{0.3066}{0.001 + 1}$	$W_{об}(p) = \frac{0.004}{(7.712 + 1)p}$	$W_{об}(p) = \frac{0.871}{(2262 + 1)} \cdot e^{-311p}$	$W_{об}(p) = \frac{0.003}{(877 + 1)p} \cdot e^{-0p}$
Горячий посад	$W_{об}(p) = \frac{0.48}{150.5 + 1}$	$W_{об}(p) = \frac{3576}{(8537 + 1)p}$	$W_{об}(p) = \frac{0.67}{(1528 + 1)} \cdot e^{-1p}$	$W_{об}(p) = \frac{-0.002}{(0.001 + 1)p} \cdot e^{-0p}$
«Жидкая сердцевина»	$W_{об}(p) = \frac{0.41}{0.001 + 1}$	$W_{об}(p) = \frac{6801}{(3779658 + 1)p}$	$W_{об}(p) = \frac{0.348}{(0.001 + 1)} \cdot e^{-5p}$	$W_{об}(p) = \frac{0.0014}{(0.001 + 1)p} \cdot e^{-45p}$



а – температура рабочего пространства для посадки с «жидкой сердцевиной»

б – разряжение перед шибером для холодного посада

Рис. 1 Сравнительные результаты моделирования динамических свойств объекта

Задача управления процессом термообработки металла в нагревательных колодцах заключается в выборе и обеспечении режима работы, необходимого для получения металла с заданной температурой поверхности с минимально допустимым перепадом температур по сечению слитка при максимальной производительности стана [6]. В тренажере реализована система управления, которая поддерживает три режима работы: «Контроллер», «Регулятор» и «Ручное управление» и полностью соответствует существующей на ОАО «Запорожсталь».

Обеспечение заданной температуры в рабочем пространстве осуществляется на базе двухпозиционного регулирования, как при режиме управления «Контроллер» так и «Регулятор». При данном способе в начальный период нагрева контроллер (регулятор) выдает сигнал на полное открытие поворотной

Сравнение предложенного решения с другими техническими решениями данного класса показывает, что ранее перечисленные элементы и устройства в технике известны, однако их введение в указанной взаимосвязи с остальными элементами предложенного устройства для натурного моделирования прямоходовых пневмоприводов с регулированием расхода рабочего тела проявляет в совокупности новые свойства, выражающиеся в возможности автоматически изменять расход рабочего тела, что приводит к сокращению времени проведения натурного моделирования и повышению точности результатов.

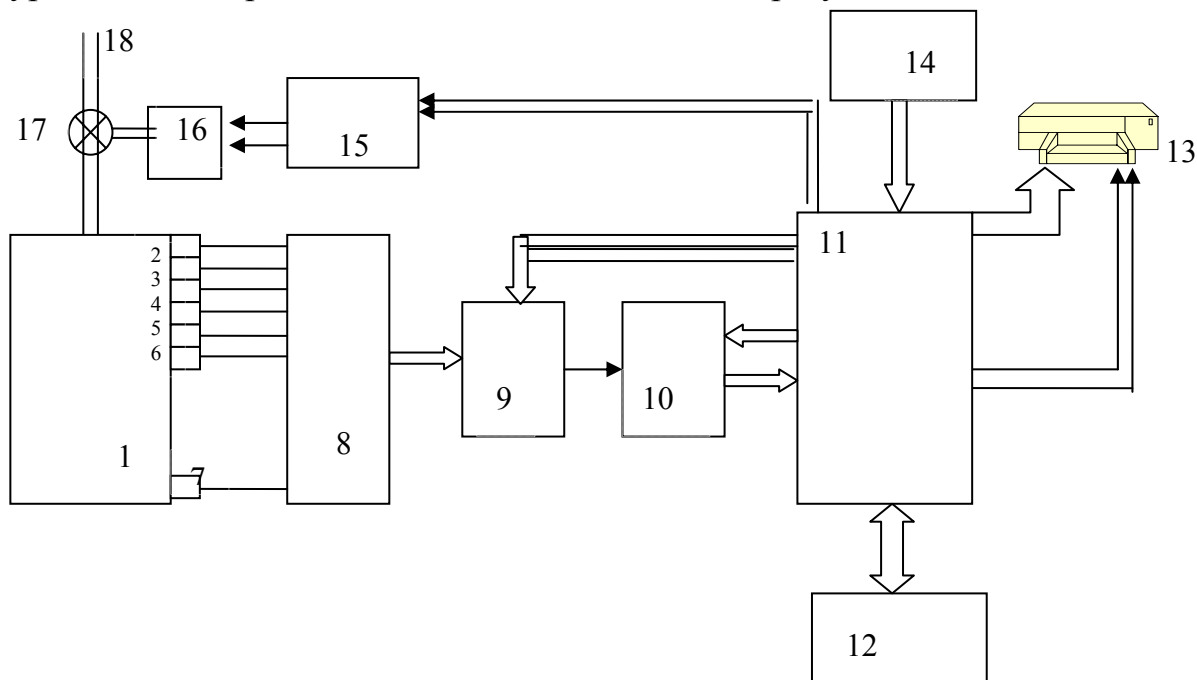


Рис. 1. Устройство для натурного моделирования прямоходовых пневмоприводов с регулированием расхода рабочего тела

Устройство содержит натуральный исследуемый объект 1, датчики измеряемых параметров 2, 3, 4, 5, 6, 7, блок усилителей 8, аналоговый коммутатор сигналов 9, аналогово-цифровой преобразователь 10, микропроцессорное вычислительное устройство 11 с клавишным пультом управления 12, печатающее устройство 13, блок таймера 14, усилители обратной связи 15, позиционный электрогидравлический привод 16, регулируемый дроссель расхода воздуха 17 и подводный трубопровод 18.

Датчики измеряемых параметров 2, 3, 4, 5, 6 и 7 закреплены на исследуемом объекте 1, а выходы датчиков подключены к блоку усилителей 8. Выходная информационная шина блока усилителей подключена на вход аналогового преобразователя 10, а информационная шина его подключена к входу микропроцессорного вычислительного устройства 11.

Микропроцессорное вычислительное устройство 11 управляет работой аналогово-цифрового преобразователя 10 (с помощью двух управляющих связей) и печатного устройства 13 также с помощью двух связей.

Устройство работает следующим образом. Натурный исследуемый объект 1, например, погружной пневмоударник с бесклапанным воздухораспределением приводится в рабочее состояние.

На рис. 2 представлен такой пневмоударник, где P_c , P_t , P_p , P_x , P_a – давление воздуха в проводящей сети, перед распределенной трубкой, в полости рабочего хода, в полости холостого хода и атмосфере соответственно; m_1 , m_2 , m_3 , m_4 – корпус, ударник, инструмент и букса соответственно, T_r – распределительная трубка.

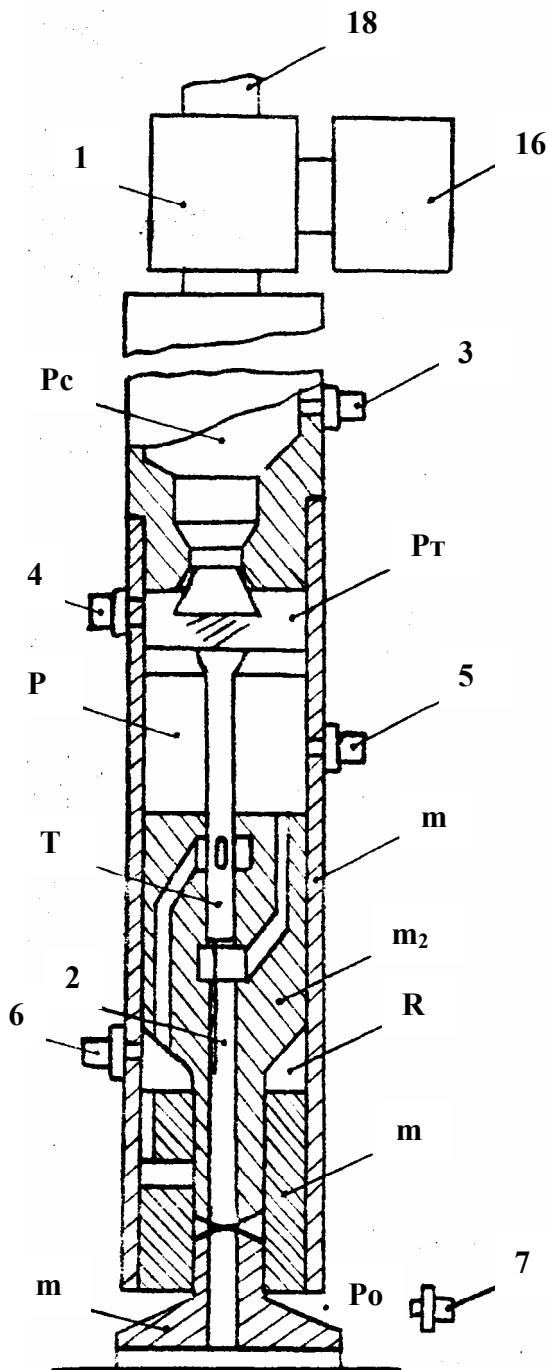


Рис. 2. Погружной пневмоударник с бесклапанным воздухом распределением

На объекте закреплены датчик 2 текущего положения ударника, датчики 3, 4, 5, 6, 7 типа ДДИ, измеряющие давление в сети, перед распределительной трубкой, в полостях рабочего и холостого хода и атмосфере соответственно; 16 – позиционный шаговый привод, 17 – регулируемый дроссель расхода воздуха, 18 – трубопровод. Сигналы датчиков 2, 3, 4, 5, 6, 7 подаются по кабельным линиям на вход блока усилителей-формирователей аналогового сигнала. Сигнал каждого измеряемого параметра усиливается до величины, пропорциональной входному исходному сигналу и обеспечивающей минимальные потери в блоке аналогового коммутатора 9. Так как у нас шесть исходных измеряемых величин, то необходимо определенная программная коммутация сигналов датчиков на вход аналого-цифрового преобразователя 10, а поэтому с выхода микропроцессорного вычислительного устройства 11 на вход аналогового входа коммутатора 9 подключена четырехрядная шина. Так как $2^4=16$, то еще можно подключить на вход аналого-цифрового преобразователя десять дополнительных датчиков.

Сигналы первичных датчиков в четкой временной последовательности подаются на вход аналого-цифрового преобразователя. С временной задержкой, определяемой временем переходного процесса в аналоговом коммутаторе и

аналого-цифровом преобразователе, микропроцессорное вычислительное устройство выдает управляющие сигналы преобразования и считывания информации. Принимает по входу, например, восьмиразрядный двоичный код, пропорциональный входному сигналу датчика, подключенному аналоговым коммутатором. Полученный восьмиразрядный код записывается в одну из ячеек памяти микропроцессорного вычислительного устройства. Введение двух управляющих связей с микропроцессорного вычислительного устройства на аналого-цифровой преобразователь позволяет задавать интервал по времени преобразования аналогового сигнала. При использовании двенадцатиразрядного аналого-цифрового преобразователя можно увеличить или уменьшить скорость, задавая выходной код от 4 до 12 разрядов, что определяет точность измерения. Прием, преобразование и запись информации от другого датчика измеряемых параметров повторяется в последовательности, задаваемой программой, записанной в постоянной памяти микропроцессорного вычислительного устройства. Одновременно с записью полученных результатов по измерению входных параметров, микропроцессорное вычислительное устройство производит считывание двоичного кода, соответствующего текущему времени с выхода блока таймера. Это позволяет сформировать в оперативной памяти микропроцессорного вычислительного устройства два массива информации – код, соответствующий измеряемому параметру, и текущее время его измерения с точностью в тысячные доли секунды реального времени.

После выполнения цикла измерения и записи информации от первичных датчиков и таймера микропроцессорное вычислительное устройство переходит к программе обработки полученных измерений и записи результатов в четко заданные ячейки памяти. Это позволяет после выполнения программы обработки сигналов включить печатающее устройство с помощью двух управляющих связей и выполнить протяжку бумаги на одну строку. Выполнив подготовительные операции, микропроцессорное вычислительное устройство выдает по семиразрядной шине на печать полученные значения измеряемых параметров и реальное время их получения. Клавишный пульт управления предназначен для пуска и остановки микропроцессорного вычислительного устройства, а также занесения коэффициентов преобразования полученных кодов в десятичное представление, программы работы, контроля и внесения измерений в ход проведения испытания.

Задаваемые значения расхода рабочего тела с пульта управления обрабатываются микропроцессорным вычислительным устройством и преобразуются в сигналы, которые по управляющей шине передаются на усилители-преобразователи обратной связи. Позиционный электрогидравлический привод, получив соответствующие сигналы с усилителей обрабатывает положение подвижного элемента, регулируемого дросселя пропорционально задаваемому значению сигнала, после чего моделирование натурального образа повторяется с заданными значениями расхода рабочего тела. Введение обратной связи по регулированию расхода рабочего тела значительно расширяет возможности устройства, так как значения параметров, представляющих наибольший интерес при заданном расходе воздуха, можно получить автоматически, указав зону испытания.

Регулирующим элементом можно использовать дроссель В77-26 с обратным клапаном, который осуществляет регулирование расхода воздуха в одном

направлении и обеспечивает свободный проход в обратном направлении [5]. В качестве позиционного электрогидравлического привода можно использовать модель привода ПЭГС-8/1, выпускаемый опытным заводом ВНИИ гидропривода. Этот привод предназначен для осуществления возвратно-поступательных движений по электрическим сигналам, поступающим от задающего устройства - усилителей. Привод имеет встроенные датчики обратной связи по положению, что позволяет осуществлять позиционирование с точностью 0,6 мм. Диапазон рабочих скоростей 0,06-0,45 м/с.

В результате натурального моделирования прямоходовых пневмоприводов можно получить рациональную геометрию системы воздухораспределения исследуемого образца, значительно сократив сроки доводки. Пневмоприводы с рациональными схемами воздухораспределения дают экономию 10-15% сжатого воздуха, более высокую энергию удара и, как следствие этого, увеличение скорости бурения на 5-8%.

Список литературы

1. Ястремский Л.С., Куваев С.Н. Разработка алгоритма цифровой модели пневмовибраторов для исследования их динамики //Сборн. научн. трудов Национального горного университета. -2006. -№26.-Том 1.- С.199-203
2. Ястремский Л.С. Моделирование на ЭВМ погружных пневмударников, работающих на повышенном давлении //Горн. электромеханика и автоматика: Респ. межвед. научн.-техн. сб. 1987.- Вып. 50.- С.77-82.
3. А.с. 714420 СССР, МКИ G 06 G 7/48. Устройство для моделирования виброударных механических систем/ И. Ю. Скучас. – №2454105/18-24; заявл. 15.02. 77; опубл. 80, Бюл. №5.
4. Заявка №4670580/24-51499 от 11.04.89. Устройство для натурального моделирования пневмударных механических систем. G 06 G 7/48/.
5. Автоматические приборы, регуляторы и вычислительные системы. Справочное пособие – Л.: Машиностроение, 1976.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 06.05.09*

УДК 62.505

© С.І. Осадчий, О.К. Дідик, О.О. Смірнов

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ІНТЕЛЕКТУАЛЬНОЇ КОМПЛЕКСНОЇ СИСТЕМИ ОЦІНЮВАННЯ МАСИ АВТОМОБІЛЯ ПРИ ДИНАМІЧНОМУ ЗВАЖУВАННІ

В статті розглядається алгоритм пошуку параметрів оптимального фільтра, який у поєднанні з нейронною мережею давав би найкращу точність оцінювання маси автомобіля при динамічному зважуванні.

В статье рассматривается алгоритм поиска параметров оптимального фильтра, который в сочетании с нейронной сетью давал бы наилучшую точность оценки массы автомобиля при динамическом взвешивании.

This article discusses an algorithm for finding the optimal filter parameters, which in combination with a neural network would provide the best assessment of mass evolution of the dynamic weighing of motor vehicles.

Постановка проблеми. Збільшення вантажних потоків вимагає удосконалення методів та засобів визначення маси, які б давали можливість швидко та точно збирати інформацію про об'єми та напрямки перевезень вантажів, з метою оперативного контролю та управління потоками. На сьогоднішній день дана задача вирішується з допомогою великогабаритних ваг, в яких використовуються статичний спосіб зважування. Але в деяких місцях маршруту транспорту, де необхідно контролювати потоки вантажів, немає можливості або не доцільно використовувати дані ваги, а застосування мобільних ваг з динамічним поосним способом зважування гальмується недостатньою їх точністю. Підвищення точності динамічного зважування автомобілів в умовах, коли точність первинних перетворювачів досить висока, пов'язане з розробкою систем автоматизації процесу визначення маси з використанням сучасних методів та засобів обробки інформації.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. В роботі [1,2] була розглянута можливість використання нейронних мереж для оцінювання маси автомобіля та доведена необхідність попередньої обробки інформації з тензодатчиків для виділення регулярного сигналу на фоні випадкових перешкод. На основі відомих методів усунення випадкових перешкод [3] був розроблений алгоритм часткового методу виділення регулярного сигналу [4] та проведений аналіз якості оцінювання маси автомобіля при поєднанні оптимального багатовимірного фільтру та нейронної мережі [5]. Аналіз показав, що дане поєднання суттєво покращує точність оцінювання, але для досягнення оптимального результату необхідне застосування спеціальних алгоритмів.

Мета статті. Розробка алгоритму визначення оптимальних параметрів інтелектуальної комплексної системи оцінювання маси автомобіля та дослідження якості роботи системи в залежності від вагового коефіцієнту λ .

Основні матеріали досліджень. Основним критерієм якості роботи інтелектуальної комплексної системи оцінювання маси автомобіля при зважуванні в русі є відносна погрішність вимірювання, тому при аналізі використані показники середньоквадратичного відхилення та математичного сподівання відносної похибки визначення маси.

Для проведення аналізу якості необхідно виконати всі етапи побудови нейронної мережі (НМ) з попередньою оптимальною фільтрацією сигналу з використанням комплексних фільтрів, одержаних в результаті синтезу. За проведеними дослідженнями [1, 2, 5] видно, що кращі результати досягаються, якщо проводити навчання НМ на зашумленому сигналі. Але при цьому досить суттєво постає проблема перенавчання НМ, тому що при навчанні НМ може настроюватись на реалізацію випадкового сигналу. Отже, при навчанні необхідно постійно перевіряти якість роботи НМ на тестовому масиві для визначення моменту, коли потрібно зупинити навчання.

Для проведення аналізу якості системи та вибору оптимального фільтра, який давав би найкращий результат оцінювання маси, був розроблений алгоритм, блок-схема якого зображена на рисунку 1.

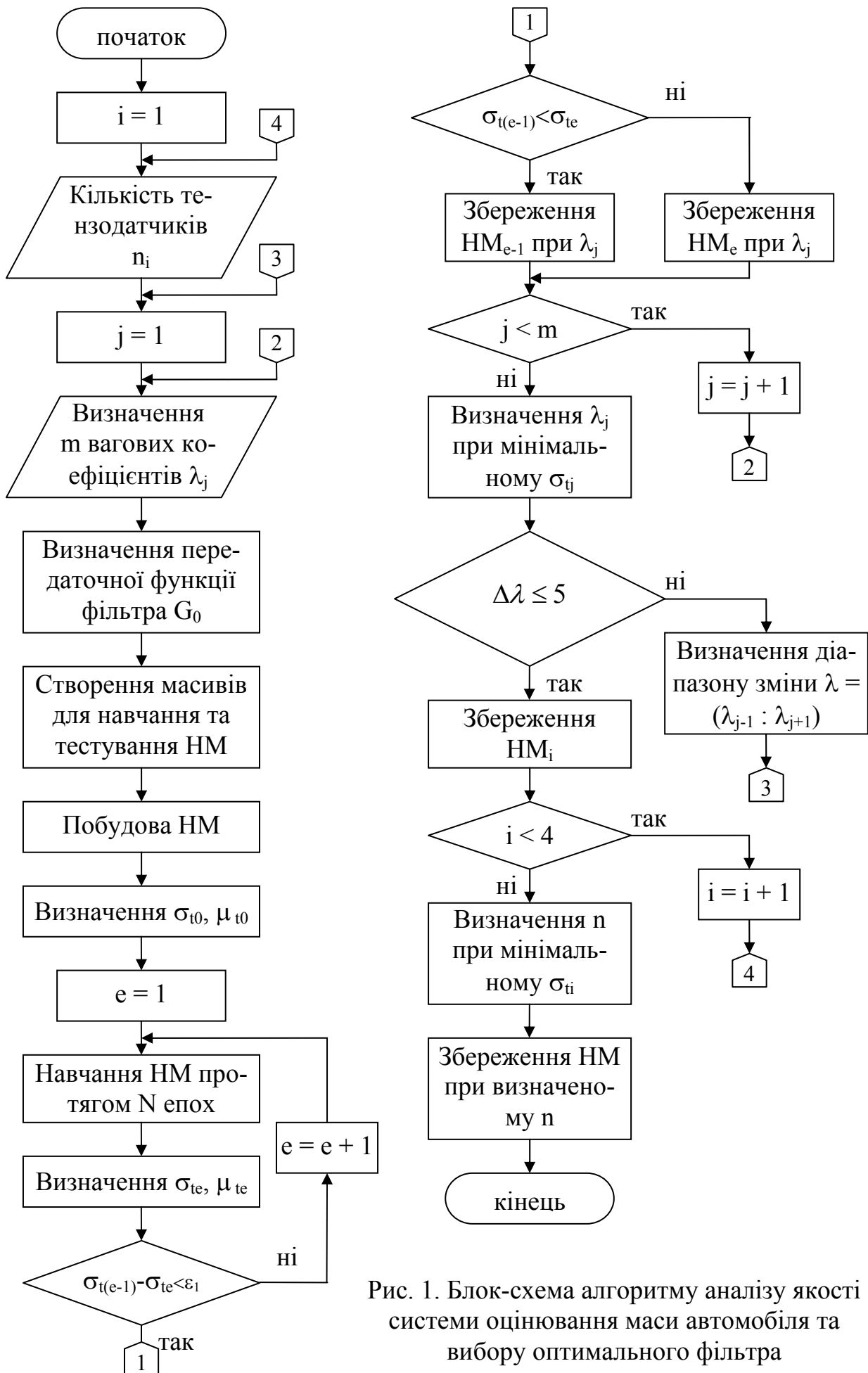


Рис. 1. Блок-схема алгоритму аналізу якості системи оцінювання маси автомобіля та вибору оптимального фільтра

Розглянемо роботу даного алгоритму. Спочатку обираємо кількість тензордатчиків $n = 1$. В результаті досліджень викладених в [5] був визначений ряд значень вагового коефіцієнта $\lambda = 5, 10, 20, 50, 100, 200$, для яких буде проводитись аналіз якості. Обираємо перше значення $\lambda = 5$, для якого визначаємо передаточну функцію одновимірною оптимального фільтра G_0 з параметрами визначеними при синтезі.

Для даного фільтра необхідно сформувати масив даних для навчання нейронної мережі. Тому, згідно з (рис. 2), за допомогою моделі [1] формується масив регулярних сигналів суми статичного та динамічного навантаження $r(t)$, а також значення маси осі автомобіля M , яке відповідає кожному сигналу. Далі, використовуючи формуючий фільтр, створюється сигнал шуму $\varphi(t)$, який додається до регулярного сигналу. Утворений сумарний сигнал $x(t)$ пропускається через оптимальний фільтр G_0 , в результаті одержуємо сигнал $u(t)$. З цього сигналу вибираються 15 точок з періодом $T = 0.02$ с. Далі одержані значення приводяться до діапазону $(0..1)$ діленням на 10000. Створений вектор $P(n)$ подається на вхід нейронної мережі. Ця процедура проводиться $N = 2000$ раз. Таким чином формується масив даних для навчання, який містить вхідні вектори та еталонні значення маси осі автомобіля.

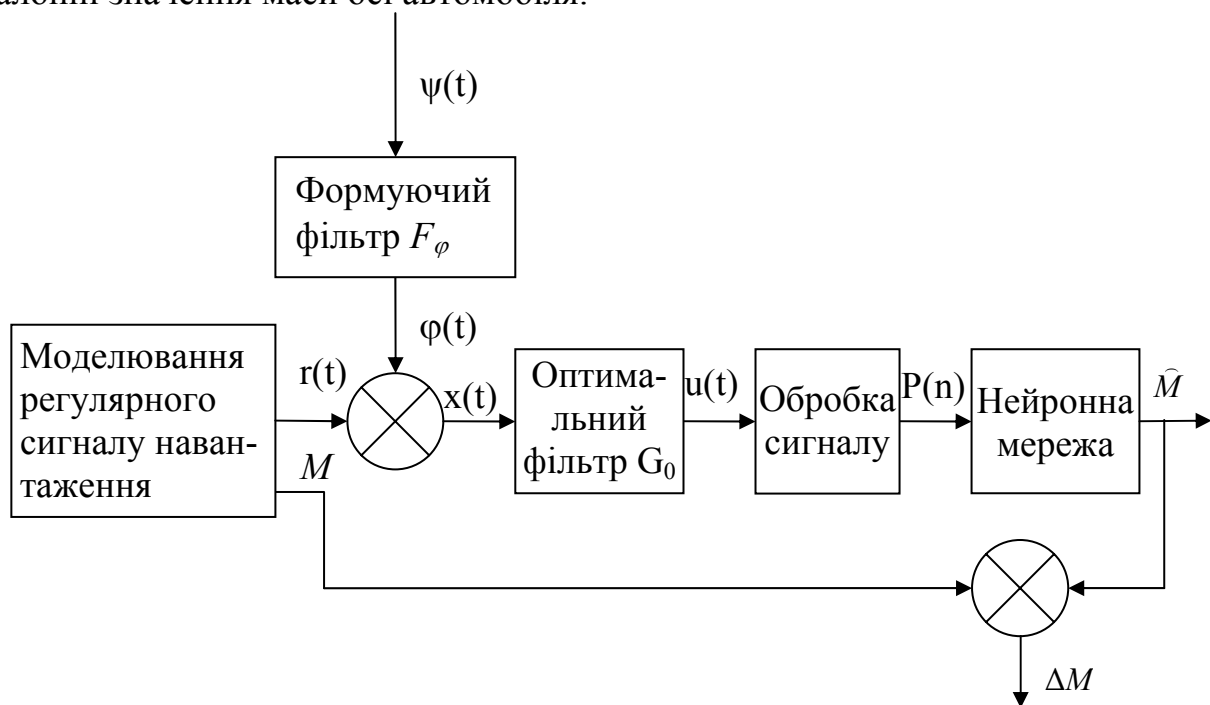


Рис. 2. Структурна схема проведення аналізу якості роботи НМ в поєднанні з оптимальним фільтром, де $r(t)$ – регулярна складова сигналу навантаження; $\psi(t)$ – „білий” шум; $\varphi(t)$ – сформований шум; $x(t)$ – сумарний сигнал навантаження; $u(t)$ – сигнал, оброблений оптимальним фільтром; $P(n)$ – сформований вектор для подачі на НМ; \hat{M} – оцінка маси.

Також для контролю ходу навчання НМ на предмет явища перенавчання створюється тестовий масив даних за такою ж процедурою, що описана вище.

Для проведення даного аналізу якості була обрана наступна структура нейронної мережі: 15 нейронів у вхідному шарі з радіально-базисною функцією активації, 20 нейронів у прихованому шарі з сигмоїдною функцією та 1 нейрон

у вихідному шарі з сигмоїдною функцією. Для даної НМ проводилось навчання за методом Левенберга-Марквардта.

Для створеної нейронної мережі проводиться тестування з метою визначення початкових значень математичного сподівання μ_{t0} та середньоквадратичного відхилення σ_{t0} відносної похибки між розрахованим та еталонним значенням маси по всьому тестовому масиву. Далі проводимо навчання НМ. Оскільки цей процес довготривалий, тому немає необхідності перевіряти показники якості після кожної епохи навчання. Контроль якості роботи НМ на тестовому масиві даних проводився після проходження кожних $N = 100$ епох навчання. У випадку, якщо в процесі навчання середньоквадратичне відхилення σ_t перестає суттєво зменшуватись або починає збільшуватись, тобто $\sigma_{t(e-1)} - \sigma_{te} < \varepsilon_1$, то навчання припиняється і зберігається структура та параметри одержаної НМ у випадку $\sigma_{t(e-1)} > \sigma_{te}$ або при збільшенні σ_t зберігається попередня НМ. Параметр $\varepsilon_1 = 0.001\%$ був обраний з наступних міркувань: оскільки середньоквадратичне відхилення σ_t в даному випадку - показник відносної похибки вимірювань, а після проходження 100 епох навчання він змінився менше ніж на 0.001% , то подальше навчання проводити не доцільно.

Результати проведення тестування НМ з одномірним оптимальним фільтром при значенні $\lambda = 5$ в процесі навчання для дослідження явища перенавчання зведені в таблицю 1.

Таблиця 1

Дослідження явища перенавчання для НМ при $\lambda = 5$

Кількість епох	100	200	300	400	500	600
$\sigma_t, \%$	0.3884	0.3037	0.2988	0.2911	0.2844	0.3245
$\mu_t, \%$	-0.0053	-0.0158	-0.0136	-0.0117	-0.011	-0.0124

Як видно з даних таблиці 1, вже після 500 епох досягається мінімальне значення середньоквадратичного відхилення $\sigma_t = 0.2844$, а при подальшому навчанні результати погіршуються, що і пояснюється пристосуванням НМ до навчального масиву та втратою узагальнюючої здатності.

За даним алгоритмом проводився аналіз якості роботи комплексної системи оцінювання маси автомобіля при зважуванні в русі для одномірних оптимальних фільтрів при інших значеннях $\lambda = 10; 20; 50; 100; 200$.

Таблиця 2

Результати аналізу якості для одномірних оптимальних фільтрів

λ	5	10	20	50	100	200
Кількість епох	500	400	600	700	700	500
$\sigma_t, \%$	0.2844	0.2273	0.1824	0.1401	0.1316	0.2204
$\mu_t, \%$	-0.011	-0.0134	-0.0087	0.0059	0.0044	0.0092

Проаналізувавши дані таблиці 2, видно, що найкращий результат досягається при значенні вагового коефіцієнту $\lambda = 100$. Для одержання оптимального результату та визначення λ , при якому досягається найкраща точність оцінювання маси, можна застосувати методи видалення інтервалів [6], якщо припус-

титу, що залежність σ_t від λ є унімодальною. Серед них слід відмітити метод ділення інтервалу пополам та метод золотого перерізу. Кожен з них має свої переваги та недоліки. Для даної задачі був застосований метод ділення інтервалу пополам. За даним методом на кожному наступному кроці ітерації діапазон визначення λ зменшується в два рази. Цей метод інколи також називають трьохточковим пошуком на рівних інтервалах, оскільки його реалізація полягає у виборі трьох пробних точок, рівномірно розподілених на інтервалі пошуку. При цьому пошук оптимуму закінчується, якщо інтервал стає меншим певного заданого значення. В даній задачі пошук оптимуму буде припинятись у випадку виконання умови:

$$\Delta\lambda \leq 5. \quad (1)$$

З даних таблиці 2 початковий інтервал пошуку оберемо $\lambda = 50 \dots 200$. Введемо нові значення вагового коефіцієнта $\lambda = 87.5, 125, 162.5$. Визначаємо параметри передаточних функцій оптимальних фільтрів G_0 для нових значень λ .

Отже, з одержаними фільтрами проведемо етапи побудови нейронних мереж та визначимо показники якості для нових значень λ (табл. 3).

Таблиця 3

Результати аналізу якості для одномірних оптимальних фільтрів

λ	50	87.5	125	162.5	200
Кількість епох	700	800	800	800	500
σ_b , %	0.1401	0.1214	0.1534	0.1857	0.2204
μ_b , %	0.0059	0.0078	0.0078	-0.0037	0.0092

Проаналізувавши дані таблиці 3, видно, що найкращий результат досягається при значенні $\lambda = 87.5$. Так як умова (1) не виконується, тому необхідно провести дослідження для значень в діапазоні $\lambda = 50 \dots 125$. Далі проводиться наступний крок ітерації за тим же методом.

На п'ятому кроці ітерації інтервал зменшується до значення $\Delta\lambda = 4.6875$, а мінімум досягається при значенні $\lambda \approx 83$.

Отже, при використанні одного тензодатчика найкращий результат досягається з оптимальним фільтром при значенні $\lambda = 83$, а показники якості при цьому мають наступні значення: математичне сподівання відносної похибки $\mu_t = 0.0038$ %, середньоквадратичне відхилення відносної похибки $\sigma_t = 0.1197$ %.

Далі такі ж операції проводились для випадків використання двох, трьох та чотирьох тензодатчиків. З отриманих залежностей середньоквадратичного відхилення відносної похибки σ_t від вагового коефіцієнта λ (рис. 3) було визначено, що найкращий результат для випадку двох датчиків досягається при значенні $\lambda = 70$, а показники якості при цьому наступні: математичне сподівання відносної похибки $\mu_t = -0.0033$ %, середньоквадратичне відхилення відносної похибки $\sigma_t = 0.1097$ %, для випадку трьох датчиків $\lambda = 65$, при цьому $\mu_t = 0.0027$ %, $\sigma_t = 0.1058$ %, для випадку чотирьох датчиків $\lambda = 60$, при цьому $\mu_t = -0.0053$ %, $\sigma_t = 0.1026$ %.

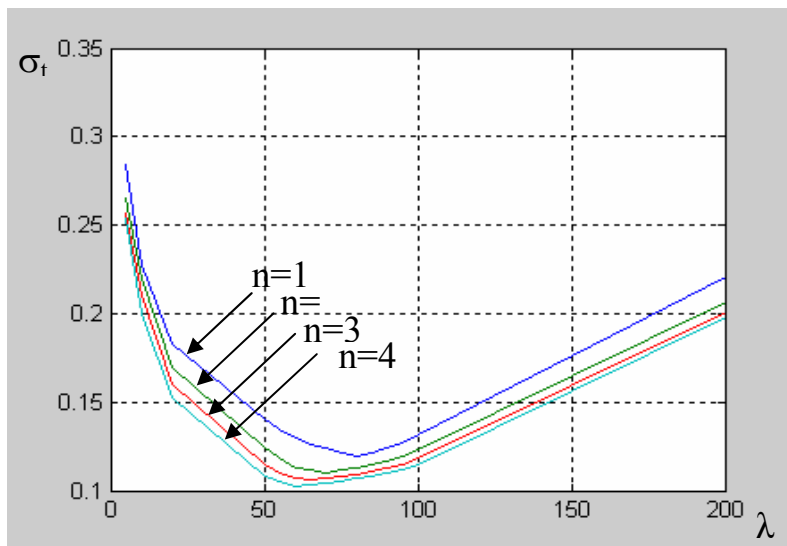


Рис. 3. Залежність середньоквадратичного відхилення відносної похибки вимірювань σ_t від λ при різній кількості тензодатчиків n

Висновки. Запропонований алгоритм визначення оптимальних параметрів інтелектуальної комплексної системи оцінювання маси автомобіля дозволив провести аналіз якості системи та визначити ваговий коефіцієнт $\lambda = 60$, при якому досягається найвища точність визначення маси $\sigma_t = 0.1026\%$. Також були визначені структура та параметри оптимального багатовимірного фільтру:

$$G_0 = \frac{K(T_1s+1)(T_2s+1)(T_3^2s^2+2\xi_3T_3s+1)}{(T_4^2s^2+2\xi_4T_4s+1)(T_5^2s^2+2\xi_5T_5s+1)(T_6s+1)} \times [1 \ 1 \ 1 \ 1], \quad (2)$$

де $K = 0.8359$; $T_1 = 0.002$ с; $T_2 = 0.0347$ с; $T_3 = 0.005$ с; $T_4 = 0.0232$ с; $T_5 = 0.023$ с; $T_6 = 2.67 \times 10^{-4}$ с; $\xi_3 = 0.25$; $\xi_4 = 0.8972$; $\xi_5 = 0.421$.

Для подальшого застосування одержаних результатів досліджень необхідно розробити методику технічної реалізації систем даного класу, які поєднують нейронну мережу та оптимальну багатовимірну фільтрацію.

Список літератури

1. Використання нейронних мереж для динамічного зважування транспортних засобів / С.І. Осадчий, О.К. Дідик // Нові технології. – Кременчук: Кременчуцький університет економіки, інформаційних технологій і управління, 2006. – № 2 (12). – С.222 – 226.
2. Осадчий С.І., Дідик О.К. Аналіз якості роботи нейронної мережі при динамічному зважуванні автомобілів //Моделювання та керування станом еколого-економічних систем регіону.- Вип. 3.- 2006.- С. 212-216.
3. Блохін Л.М., Буриченко М.Ю. Статистична динаміка систем управління: Підручник. – К.: НАУ, 2003. – 208 с.
4. Осадчий С.І., Дидик А.К. Комплексированное оценивание регулярных сигналов на фоне многомерных стационарных помех //Моделювання та керування станом еколого-економічних систем регіону.- Вип. 3.- 2006.- С. 217-224.
5. Осадчий С.І., Дідик О.К. Дослідження якості комплексної системи оцінювання маси автомобіля при динамічному поосному зважуванні //Вісник ХНТУ. - Вип. 43 „Проблеми енергозабезпечення та енергозбереження в АПК України”. -Т.2. -Харків: ХНТУСГ, 2006. -С. 133 – 137.
6. Реклейтис Г., Рейвиндран А., Рэгсдел К. Оптимизация в технике: В 2-х кн. Кн. 1. Пер. с англ. – М.: Мир, 1986. – 350 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 07.05.09*

РАЗРАБОТКА ТРЕНАЖЕРА ОПЕРАТОРА – ТЕХНОЛОГА ОТДЕЛЕНИЯ НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ КОЛОДЦЕВ И ИССЛЕДОВАНИЕ ЕГО РАБОТЫ

В статье рассматриваются вопросы создания и исследований работы компьютерного тренажера с целью применения его в ВУЗах и на производстве.

В статті розглядаються питання створення та дослідження роботи комп'ютерного тренажера з метою застосування його у ВНЗ та на виробництві.

In the article the questions of creation and researches of work computer trainer are examined with the purpose of use it in Institutes and on a production.

Вступление. Подготовка специалистов сферы черной и цветной металлургии в большей степени основывается на теоретических знаниях, рассмотрении и анализе ранее сложившихся на объектах ситуациях. На сегодняшний день предприятиям требуются специалисты, которые имеют также глубокие практические навыки по управлению различными металлургическими процессами. Применяемые в ВУЗах лабораторные установки с физическими моделями объектов, как правило, упрощены и позволяют установить взаимосвязь между ограниченным числом параметров и факторов. Для изучения особенностей протекания технологических процессов, а также исследования эффективностей различных систем управления, применяются компьютерные тренажеры [1 – 4].

Анализ литературных источников. Широкое распространение тренажеры получили для обучения персонала в отраслях связанных с переработкой веществ, характеризующихся токсичностью, пожаро- и взрывоопасностью, а также в сферах со сложными системами управления технологическими процессами или агрегатами. [2,3].

В зависимости от цели и объема, решаемых в процессе тренинга задач, различают функциональные, процедурные, комплексные и групповые тренажеры [2]. При этом процесс обучения может происходить индивидуально, либо вестись одновременная подготовка специалистов различного профиля, с целью отработки действий в коллективе и расстановки приоритетов. В зависимости от особенностей технологических процессов и применяемого оборудования тренажеры могут строиться с поддержкой реального времени, или выполнения пошаговых операций [3]. Независимо от классификации компьютерному тренажеру предъявляются ряд стандартных требований: высокая степень адекватности моделируемых процессов; возможность варьирования состояниями объектов и процессов, включая компонентный состав исходного продукта; точная и полная имитация внешних устройств и органов управления; возможность восстановления состояния процесса по данным реальной установки и его дальнейшего развития; наличие дифференцированного масштабирования времени с сохранением качества процесса [2,3].

Разработка компьютерных тренажеров состоит из нескольких этапов. При создании и исследовании моделей сложных производственных процессов технологические аспекты могут быть описаны в виде аналитических зависимостей

на основе физико-химических законов и фундаментальных констант. Таковы, например, система управления и контроля доменной печи "Раутаруукки" (Финляндия), система технических расчетов параметров доменного процесса "GO-STOP", созданная по лицензии фирмы "Кавасаки Стил Корпорейшн" (Япония), система управления и планирования процессов производства стали "ОРАКУЛ" (Россия), тренажерный комплекс КТК-М для технологических процессов нефтепереработки и нефтехимии, разработанный СП ПЕТРОКОМ (Россия), и др.

При построении подсистемы управления и контроля основой служат накопленный опыт и технологические инструкции. Алгоритм управления может базироваться на основе известных стандартных законов, либо описании последовательности срабатывания релейных схем, или на основе создания экспертных систем с базой знаний, отражающей качественные зависимости между параметрами процесса и управлением в терминах нечеткой логики [5].

Постановка задачи. Для повышения уровня практических навыков студентов по специальности АСУ ТП, а также для проведения аттестации уровня квалификации обслуживающего персонала на производстве необходимо разработать компьютерный тренажер, позволяющий не только изучать особенности технологического процесса и системы управления термообработкой металла в нагревательных колодцах, а также исследовать работу данного участка при различных значениях возмущающих факторов и производить настройку системы управления для оптимального ведения данного процесса в режиме реального времени.

Изложение основного материала. Современные программные средства позволяют реализовывать модели объектов и системы управления с достаточно высокой точностью как в SCADA-системах [4], так и в прикладных математических средах. Но в ходе исследований было выяснено, что для реализации тренажера эффективней использовать SCADA-системы, так как они имеют встроенные библиотеки графических элементов технологических агрегатов, что облегчает реализацию интерфейса оператора, а также обеспечивают работу разработанного проекта в режиме реального времени, а математическая среда Matlab более удобна для анализа и синтеза моделей.

Разработка и отладка компьютерного тренажера проводилась согласно принятому масштабу времени (1 час на реальном объекте соответствует 1 минуте в тренажере), что позволило ускорить решение задач тестирования в режиме реального времени.

Для реализации модели объекта по каналам: расход газа – температура рабочего пространства, расход газа – расход воздуха, положение шиберов – разряжение перед шибером в приложении System Identification Toolbox среды Matlab по экспериментальным данным на основе сравнительного анализа получены виды и значения параметров передаточных функций (таблица 1).

Проверка адекватности полученных функций производилась методом математической статистики. Так как на модели легче устанавливать любые значения входных параметров, поэтому, вначале проводились эксперименты на реальном объекте. Изменения значений параметров фиксировались для нескольких рабочих режимов и далее сравнивались с результатами моделирования на основе значений абсолютной и относительной погрешностей (рисунок 1).

регулирующей заслонки, устанавливая максимальный расход газа. Когда текущая температура в рабочем пространстве становится равной заданной, период нагрева заканчивается и начинается период томления, который сопровождается периодическим открытием или закрытием поворотной регулирующей заслонки на газопроводе.

Поддержание заданного соотношения расхода газа и воздуха также основывается на базе двухпозиционного регулирования, как при режиме управления «Контроллер» так и «Регулятор». Положение регулирующей заслонки в тракте подачи воздуха зависит от положения заслонки в газопроводе, т.е. если заслонка газа открыта, то и заслонка на воздухе также будет открыта, и наоборот. На протяжении всего периода нагрева слитков поддерживается такое соотношение между расходами, при котором коэффициент избытка воздуха α составлял 1.1.

На рисунке 2 изображена разработанная в среде Simulink структурная схема системы автоматического регулирования температуры в рабочем пространстве колودца с взаимосвязанной системой автоматического регулирования соотношения газ-воздух и реализация на рисунке 3 заданного режима нагрева и томления.

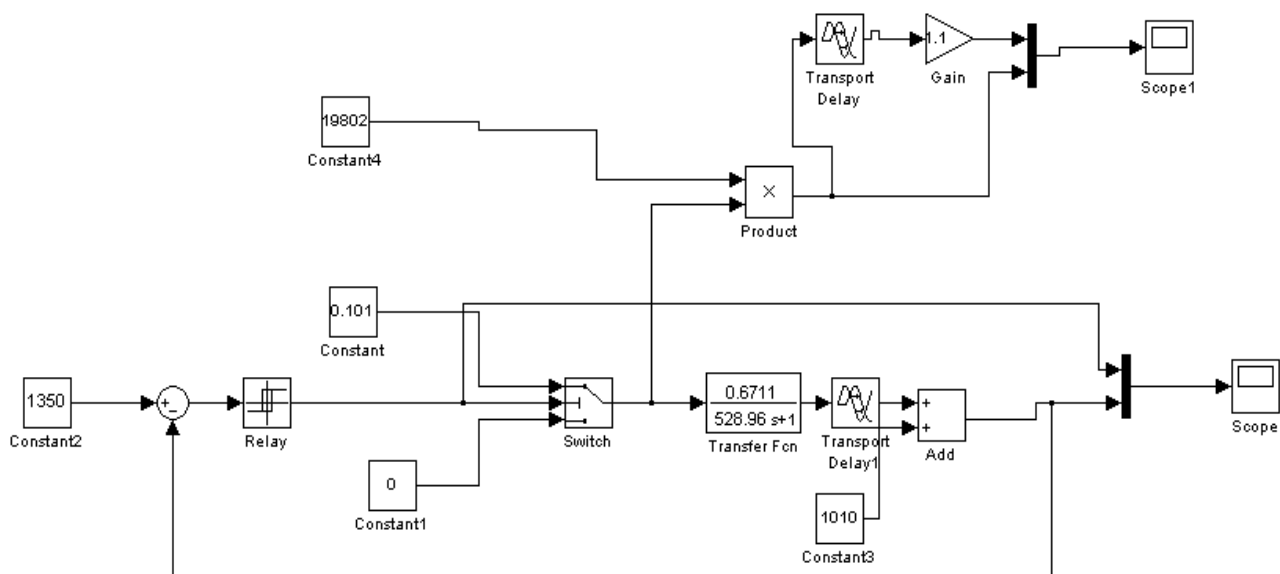
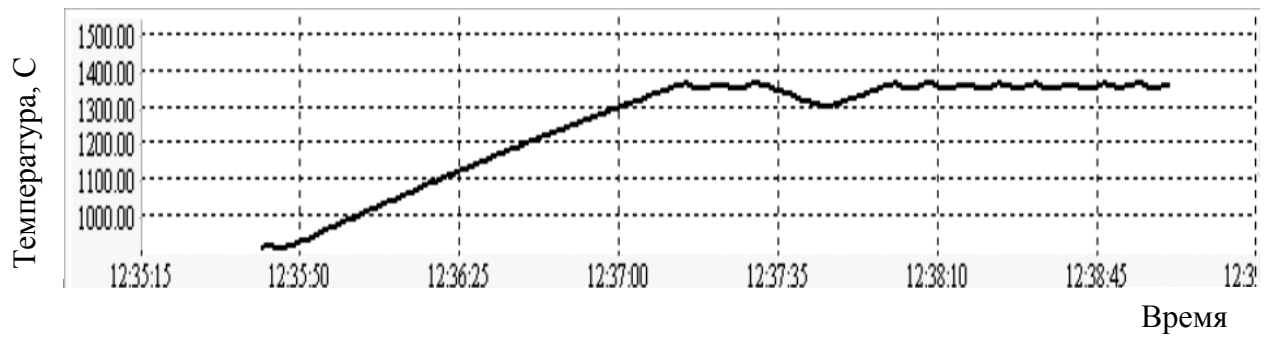


Рис. 2. Структурная схема САР температуры и САР соотношения газ-воздух в среде Simulink

Необходимое значение разряжения в борове нагревательного колудца для условий ОАО «Запорожсталь» достигается за счет многопозиционного перемещения положения шибера: закрыт; открыт на 20%; открыт на 40%; открыт на 60%; открыт на 80%; открыт полностью, которое задается контроллером. В режиме «Регулятор» осуществляется двухпозиционное регулирование. Шибер может находиться только в двух положениях: закрыт или открыт.

В среде Simulink разработана структурная схема системы автоматического регулирования разряжения перед шибером и исследована ее работа (рисунок 4).



а – изменение температуры в рабочем пространстве



б – изменение расхода газа и воздуха

Рис. 3. Результат работы САР температуры в рабочем пространстве нагревательного колодца

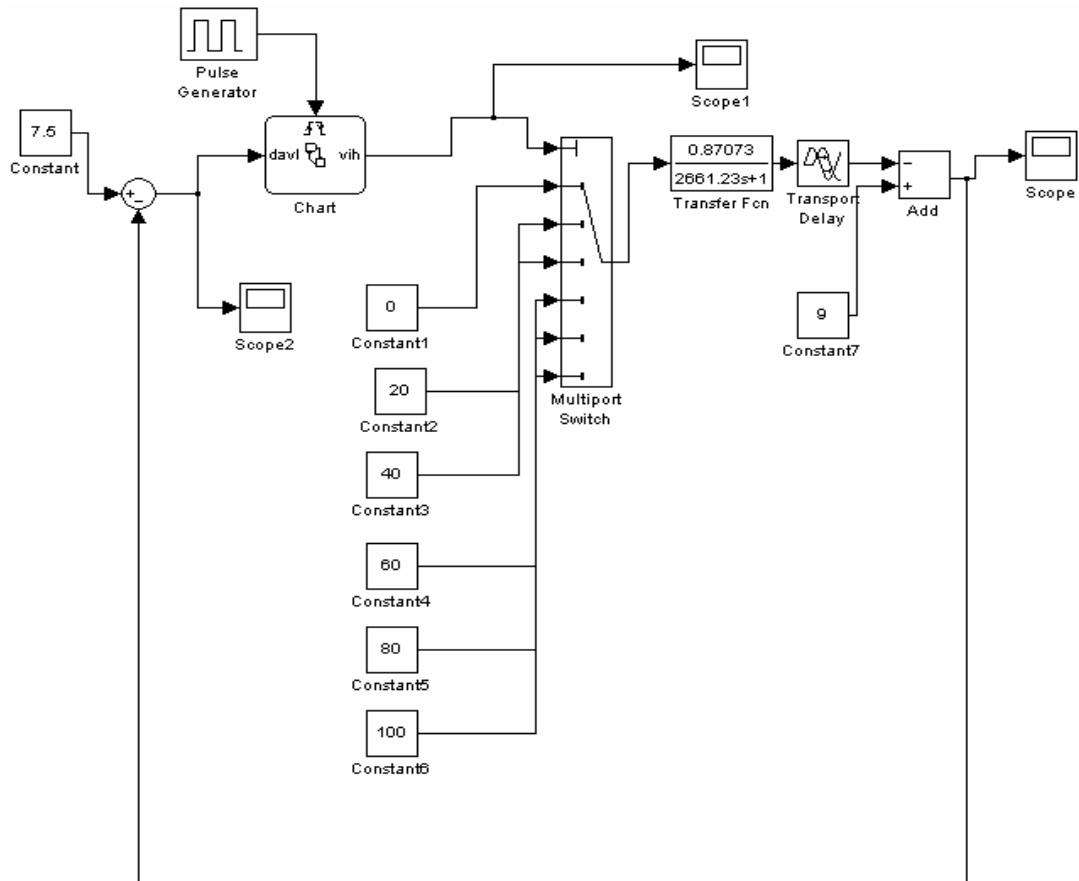
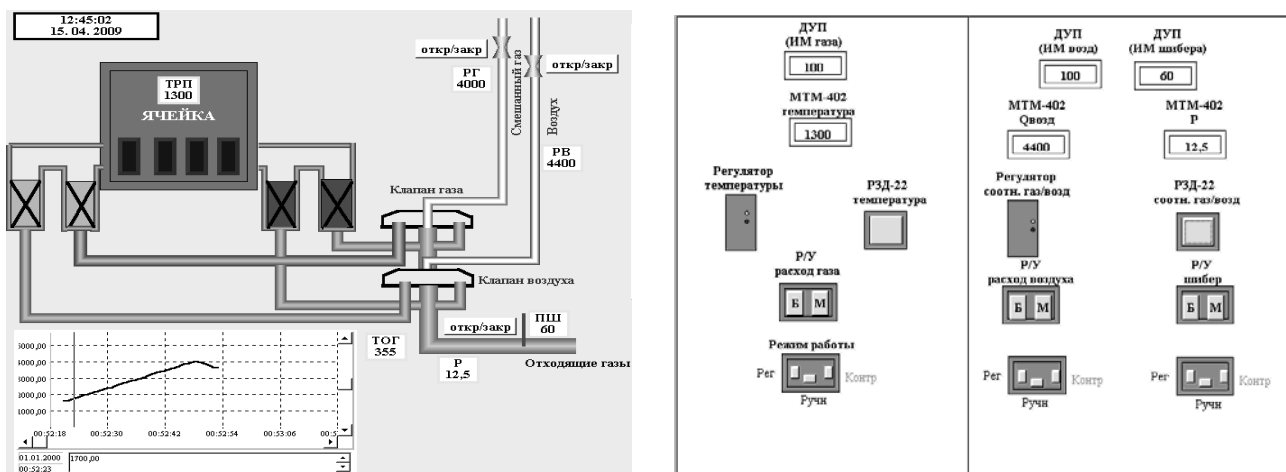


Рис. 4. Структурная схема САР разряжения в борове нагревательного колодца

Каждый колодец оборудован двумя парами регенераторов. Работа регенераторов сопровождается периодическим нагревом и охлаждением их насадок. В первый период работы два регенератора (газовый и воздушный) нагреваются отходящими продуктами сгорания, а два других, противоположных, охлаждаются, отдавая свое тепло газу и воздуху. При этом факел в рабочем пространстве направлен в одну сторону – от второй пары регенераторов к первой. Через некоторое время, когда первые два регенератора нагреются до заданной температуры, пламя реверсируется благодаря перекидке газового и воздушного клапанов. Применяемое реле времени, которое позволяет устанавливать строго определенные интервалы, автоматически выдает команду на перекидку клапанов. Для условий ОАО «Запорожсталь» интервалы равны 5-7 мин.

На основании полученных функций описания динамических свойств объекта и разработанных структурных схем систем управления реализован компьютерный тренажер (рисунок 6) на базе SCADA-системы Трейс Моуд, которая имеет встроенные средства визуализации, программирования и элементы управления (рисунок 5).



а – Экран ячейки нагревательного колодца б – Экран управления

Рис. 5. Интерфейс тренажера

Разработка тренажера в SCADA-системе осуществлялась с соблюдением программных требований [4]: обеспечение реального времени, реализацию интерфейса, соответствующего реальной установке или объекту, наличие подсистем инструктора и архивирования данных о процессе обучения, реализацию возможности повтора возмущающих воздействий, работу подсистемы оценки качества обучения и фиксации допущенных оператором ошибок и нарушений.

Выводы. Таким образом, разработанный тренажер позволил решить следующие задачи: закрепление знаний обучающего по технологии и конструкции нагревательных колодцев; получение навыков по управлению технологическим процессом при различных начальных условиях и текущих значениях параметров; умение выявлять неисправности на объекте и правильно реагировать на внештатные ситуации; грамотно осуществлять ручное управление, в случае выхода из строя средств автоматизации. Перспективным направлением дальней-

шего развития компьютерных тренажеров является разработка многоуровневых комплексов, включающих EAM, HRM и MES уровни и позволяющих моделировать работу производственного предприятия в целом.

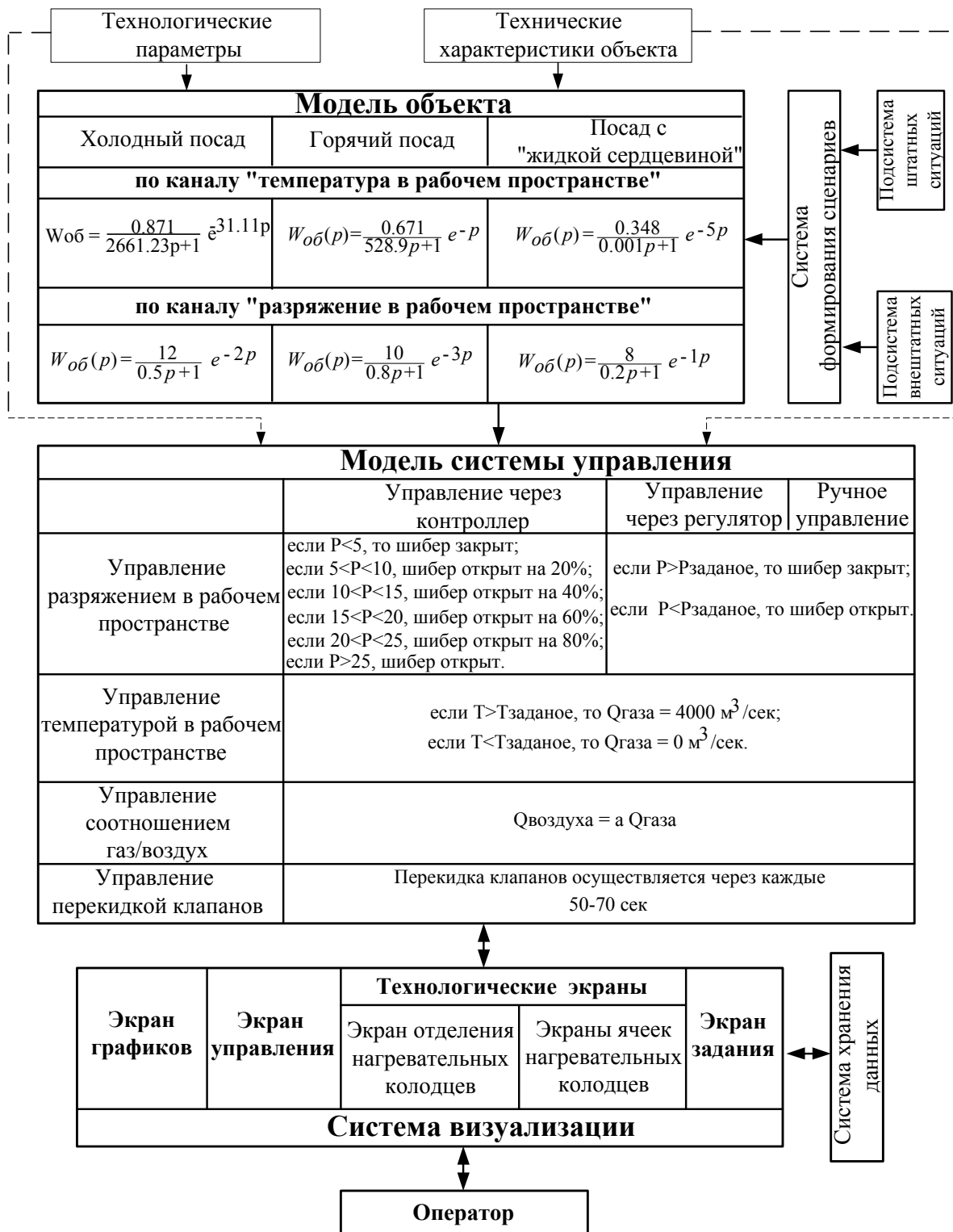


Рис.6. Структурная схема компьютерного тренажера

Список литературы

1. Донской А.Н. Тренажеры на базе ЭВМ для оперативного персонала ТЭЦ /А.Н. Донской // Энергетик, 1995 – № 5. – С. 28.
2. Шабаев А.И. Тяжело в учении - легко в бою /А. И. Шабаев // Информатизация и системы управления в промышленности, 2005 – № 4(8).
3. Косарев В.А. Современные комплексные системы обучения, тренинга и аттестации эксплуатационно – технологического персонала металлургических предприятий /В.А. Косарев, И.В. Катасонов //Известия ВУЗов. Черная металлургия, 2002 – №12. – С.58–61.
4. Ахметсафин Р. Разработка тренажеров и отладка проектов АСУТП на базе пакетов MMI/SCADA / Р. Ахметсафин, Р. Ахметсафина, Ю. Курсов //Современные технологии автоматизации, 1998 – №3. – С.38 – 41.
5. Прикладные нечеткие системы /Пер. с япон./ К.Асаи, Д.Ватада. С. Иваи и др.; Под ред. Т.Тэрано, К.Асаи, М.Сугэно. – М.: Мир, 1993. – 352с.
6. Ревун М. П. Адаптивные системы управления процессами нагрева металла / М. П. Ревун, А. К. Соколов – Запорожье: Изд-во ЗГИА, 1998.–351 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 12.05.09*

УДК 621.391.14:519

© М.А. Алексеев

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВЕЙВЛЕТОПОДОБНЫХ ПЕРЕСТРАИВАЕМЫХ СПЕКТРАЛЬНЫХ ОПЕРАТОРОВ ДЛЯ КОНТРОЛЯ ПАРАМЕТРОВ ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ

Использование вейвлетоподобных субоптимальных по Карунену-Лоеву перестраиваемых спектральных операторов, приспособленных к эталонам классов сигналов, сопровождающих функционирование объектов управления.

Використання вейвлетоподібних субоптимальних по Карунену-Лоеву перебудованих спектральних операторів, які пристосовані до еталонів класів сигналів, що супроводжують функціонування об'єктів управління.

Using suboptimal for Karunen-Loev like wavelet restructuring of spectral operators, adapted to the standards of classes of signals that accompany the operation of facilities management.

Введение. Современная экономическая ситуация в Украине не позволяет значительной части предприятий приобретать оборудование и поэтому актуальным становится вопрос о том, каким образом можно дольше и эффективнее использовать имеющееся оборудование. Надежный контроль параметров и диагностирование технического состояния объектов управления представляет интерес, как с научной, так и с практической точки зрения.

Особый интерес представляют методы неразрушающего контроля, например, вибродиагностика, задачей которой является контроль параметров объекта на основе анализа вибрационных сигналов, сопровождающих функционирование объекта.

При решении задач контроля и диагностики с помощью существующих методов возникают определенные трудности при распознавании состояния

объекта, определения причин, вызывающих отклонение параметров и появление неисправностей. Это обусловлено тем, что функционирование объектов разных типов сопровождается процессами различной физической природы. Использование для контроля параметров методов, не учитывающих особенности этих процессов, не позволяет формировать информативные признаки диагностических сигналов. Поэтому возникает необходимость создания методов анализа диагностических сигналов, позволяющих получить более точное определение параметров объектов управления.

Анализ существующих достижений и публикаций.

Среди широко используемых методов формирования информативных признаков следует выделить методы, основанные на применении ортогональных преобразований, особенно те из них, которые обладают быстрыми вычислительными алгоритмами. Ортогональные преобразования при соответствующем выборе базисной системы обеспечивают адекватность анализируемой информации при высокой степени декорреляции информативных компонент. Характер изменения коэффициентов позволяет получить информацию об объекте управления. Важнейшим свойством спектра Фурье является возможность оценки глобальных свойств сигналов, его инвариантность к временному сдвигу.

При исследовании нестационарных сигналов требуется использование некоторых локализованных во времени компактных волн, коэффициенты разложения по которым сохраняют информацию о локальных изменениях анализируемого сигнала. Этим требованиям удовлетворяют вейвлет-преобразования, которые отличаются высокой степенью локализованности базисных функций как во временной, так и в частотной областях, что позволяет применять их для обработки широкого класса процессов, в том числе и нестационарных [1]. Однако построение новых систем базисных вейвлет-функций представляет собой достаточно сложную проблему.

При решении задач оперативного контроля параметров объектов управления реализация вейвлет-преобразования сдерживается значительным объемом вычислений и, как следствие, низкой скоростью обработки данных. Частично эта проблема решается разработанными методами быстрых преобразований. Однако эти методы не всегда пригодны для анализа произвольных сигналов, что способствует поиску новых подходов снижения вычислительных затрат.

В работе [2] рассматривается метод формирования обобщенных спектральных ядер перестраиваемого спектрального оператора, представляемого в матричной форме. Метод позволяет получать новые базисы как одноядерные, так и многоядерные, обладающие свойствами ортогональности и полноты, имеющие алгоритмы быстрых преобразований. Используемое понятие ортогональных базисных систем и ядра спектрального оператора рассматривается в рамках теории линейных дискретных преобразований. В работе [3] предложен метод формирования субоптимальных по Карунену-Лоэву перестраиваемых спектральных операторов для контроля параметров объектов управления.

Формулировка цели и задачи исследований.

Целью работы является разработка математического аппарата, позволяющего синтезировать вейвлетоподобные ортогональные системы базисных функций

субоптимальных по Карунену-Лоэву, учитывающих особенности анализируемых сигналов и обладающих возможностью параметрического перестраивания.

Изложение основного материала исследований.

Операция нахождения дискретного спектра \mathbf{Y} цифровыми методами может быть представлена в виде матричного произведения

$$\mathbf{Y} = \frac{1}{N} \mathbf{H}_n \mathbf{X}, \quad (1)$$

где \mathbf{X} - вектор анализируемой реализации размерностью N , $N = p^n$, \mathbf{H}_n - квадратная матрица спектрального оператора размерностью $N \times N$.

Число строк матрицы спектрального оператора \mathbf{H}_n равно количеству базисных функций, участвующих в разложении, а элементы строки представляют собой дискретные значения одной из базисных функций в моменты дискретизации.

Непосредственное вычисление дискретного спектра \mathbf{Y} по (1) требует N^2 операций типа умножение-сложение. Эффективным средством сокращения количества вычислений дискретного спектра являются алгоритмы быстрых преобразований, математической базой которых послужил метод матричной факторизации Гуда, суть которого состоит в устранении избыточности матрицы спектрального оператора, обладающего свойствами ортогональности и полноты, за счет представления ее в факторизованном виде

$$\mathbf{H}_n = \mathbf{G}_n \cdot \mathbf{G}_{n-1} \dots \mathbf{G}_1 = \prod_{r=1}^n \mathbf{G}_r, \quad (2)$$

где \mathbf{G}_r - разреженная нулями и далее неразложимая матрица.

Ненулевые столбцы одной зоны образовали квадратную матрицу размерностью $p_r \times p_r$, которую Гуд назвал обобщенным спектральным ядром:

$$\mathbf{G}_r = \begin{bmatrix} m_{r,0,0}^l & m_{r,0,1}^l & \dots & m_{r,0,p-1}^l \\ m_{r,1,0}^l & m_{r,1,1}^l & \dots & m_{r,1,p-1}^l \\ \dots & \dots & \dots & \dots \\ \dots & m_{r,i,j}^l & \dots & \dots \\ m_{r,p-1,0}^l & m_{r,p-1,1}^l & \dots & m_{r,p-1,p-1}^l \end{bmatrix}, \quad (3)$$

где l_r - порядковый номер ядра ($l_r = 0, 1, \dots, 1$); r - номер простого множителя

p_r в представлении $N = \prod_{r=0}^{n-1} p_r$, ($r = 0, 1, \dots, n-1$); N - размер матрицы спектрального оператора \mathbf{H}_n ; i, j - индексы соответственно строки и столбца ($i, j = 0, 1, \dots, p_r - 1$).

Особенностью ядра является независимость его размеров от количества синтезируемых базисных функций. Однако число ядер, необходимых для формирования спектрального оператора, определяется как количеством базисных

функций, так и основанием выбранной системы счисления, то есть $l = 1, 2, 3, \dots, N/p$. Элементы всех ядер могут отличаться друг от друга или быть одинаковыми. Примером многоядерной системы является базис Фурье, одноядерной системы - базис Уолша.

Благодаря разреженной структуре матриц Гуда произведение любых двух матриц \mathbf{G}_r будет давать в результате матрицу, ненулевые элементы которой состоят только из произведений двух членов.

В [3] изложен подход к формированию приспособленных матричных спектральных операторов, основанный на их представлении через обобщенное спектральное ядро ($p \times p = 2 \times 2$), что позволяет получить бесчисленное множество базисных систем функций с алгоритмами быстрых преобразований.

В основе матрично-ядерного представления спектрального оператора для $p = 2$ лежит возможность синтеза базиса из элементарных микроструктур-ядер, обобщенная форма которых имеет вид:

$$V_{rl} = \sqrt{2} \begin{bmatrix} \cos \varphi_{rl} & e^{j\Theta_{rl}} \sin \varphi_{rl} \\ \sin \varphi_{rl} & -e^{j\Theta_{rl}} \cos \varphi_{rl} \end{bmatrix},$$

где $\varphi \in [0, 2\pi]$; $\Theta_{rl} \in [0, 2\pi]$; $r = \overline{1, n}$; $l = \overline{1, 2^{n-1}}$

Углы параметры φ и Θ являются степенями свободы ядра и определяют конкретные элементы спектрального оператора.

Например, системе дискретных экспоненциальных функций Фурье соответствуют углы-параметры $\left\{ \varphi_{rl} = \pi/4; \Theta_{rl} = 0, \pi/4, \pi/2, \frac{3\pi}{4} \right\}$, базису Уолша $\{ \varphi_{rl} = \pi/4; \Theta_{rl} = 0, \}$, базису Хаара $\{ \varphi_1 = 0, \varphi_2 = \pi/4, \Theta_{rl} = 0 \}$.

Достоинством одноядерных базисов является простота формирования их функций, в частности функций Уолша. Однако ограниченное число степеней свободы не позволяет в некоторых задачах выполнять корректировку или параметрическую перестройку ряда функций базисной системы. Однопараметрическое семейство базисных систем с ядрами вида

$$V_{rl} = V_r = V = \begin{bmatrix} \cos \varphi & W \sin \varphi \\ \sin \varphi & -W \cos \varphi \end{bmatrix}$$

позволяет формировать известный базис Уолша. Например, ядро базиса Уолша-Адамара имеет вид

$$V = \begin{bmatrix} 1 & 1 \\ 1 & -1 \end{bmatrix}.$$

В большинстве случаев более целесообразным является использование многоядерных базисов с ядрами

$$\begin{bmatrix} \cos \varphi_{rl} & \exp[(j2\pi/N)\Theta_{rl}] \sin \varphi_{rl} \\ \sin \varphi_{rl} & -\exp[(j2\pi/N)\Theta_{rl}] \cos \varphi_{rl} \end{bmatrix}.$$

Многоядерные базисы обладают значительными возможностями в отношении перестройки как отдельных функций (строк или столбцов матрицы-оператора), так и всего базиса в целом. Например, базис Хаара для любого размера формируется из ядер двух типов

$$V_1 = \begin{bmatrix} 1 & 0 \\ 0 & 1 \end{bmatrix}, V_2 = \frac{1}{\sqrt{2}} \begin{bmatrix} 1 & 1 \\ 1 & -1 \end{bmatrix}.$$

Концепция ядерного представления спектральных операторов не только упрощает процедуру их синтеза, но и позволяет производить обоснованный по комплексу критериев выбор базиса.

Следует отметить, что в отличие от известных алгоритмов быстрых преобразований в традиционных базисах, позволяющих вычислять спектральные коэффициенты только в одном базисе, алгоритм быстрого преобразования в приспособленных базисах является унифицированным, так как зависит от расположения ядер, определяемых углами.

Выражения для углов-параметров при N=8 имеют вид:

$$\operatorname{tg} \varphi_{31} = \frac{x_2}{x_1}; \operatorname{tg} \varphi_{32} = \frac{x_4}{x_3}; \operatorname{tg} \varphi_{33} = \frac{x_6}{x_5}; \operatorname{tg} \varphi_{34} = \frac{x_8}{x_7};$$

$$\operatorname{tg} \varphi_{21} = \left(\frac{x_3^2 + x_6^2}{x_1^2 + x_2^2} \right)^{1/2}; \operatorname{tg} \varphi_{22} = \left(\frac{x_7^2 + x_8^2}{x_5^2 + x_6^2} \right)^{1/2};$$

$$\operatorname{tg} \varphi_{11} = \left(\frac{x_5^2 + x_6^2 + x_7^2 + x_8^2}{x_1^2 + x_2^2 + x_3^2 + x_4^2} \right)^{1/2},$$

где x_i - компоненты эталона $\mathbf{X}_{\text{эт}}$.

В общем случае при $N = 2^n$ справедливы следующие соотношения для углов-параметров, образующих ядра спектрального оператора [3]:

$$\operatorname{tg} \varphi_{nk} = \frac{x_{2k}}{x_{2k-1}}; \operatorname{tg} \varphi_{(n-k)k} = \sqrt{\frac{x_{4k-1}^2 + x_{4k}^2}{x_{4k-3}^2 + x_{4k-2}^2}};$$

$$\operatorname{tg} \varphi_{1k} = \sqrt{\frac{\sum_{i=N/2+1}^N x_i^2}{\sum_{i=1}^{N/2} x_i^2}}.$$

У части ядер параметры не зависят от исходного эталона (это ядра с углами $\varphi_{12}, \varphi_{13}, \varphi_{14}, \varphi_{23}, \varphi_{24}$). Эти ядра определяют оставшиеся $N(n/2-1)+1$ степеней свободы и позволяют провести дальнейшую оптимизацию базиса под требования конкретной задачи сжатия, например, уменьшения памяти вычислительных средств, времени вычисления, упрощения вида базисных функций, приспособление к известному закону распределения обрабатываемых сигналов. Напри-

мер, если отклонения от эталона носят равновероятный характер, то нет необходимости использования оставшихся степеней свободы в ядрах спектрального оператора. Это означает, что достаточно обеспечить выполнение следующих условий, накладываемых на углы спектрального оператора:

$\varphi_{12} = \varphi_{13} = \varphi_{14} = \varphi_{11}$, $\varphi_{22} = \varphi_{21}, \varphi_{24} = \varphi_{23}$. При этом формируется базис, функции которого определены на всем интервале (базис первого типа, рис.2а).

При использовании такой закономерности расстановки углов-параметров в случае необходимости уточнения разложения при увеличении размерности в два раза исходного вектора. При этом ранее вычисленные значения углов-параметров остаются без изменения, и расчет новых углов выполняется только для добавляемых матриц.

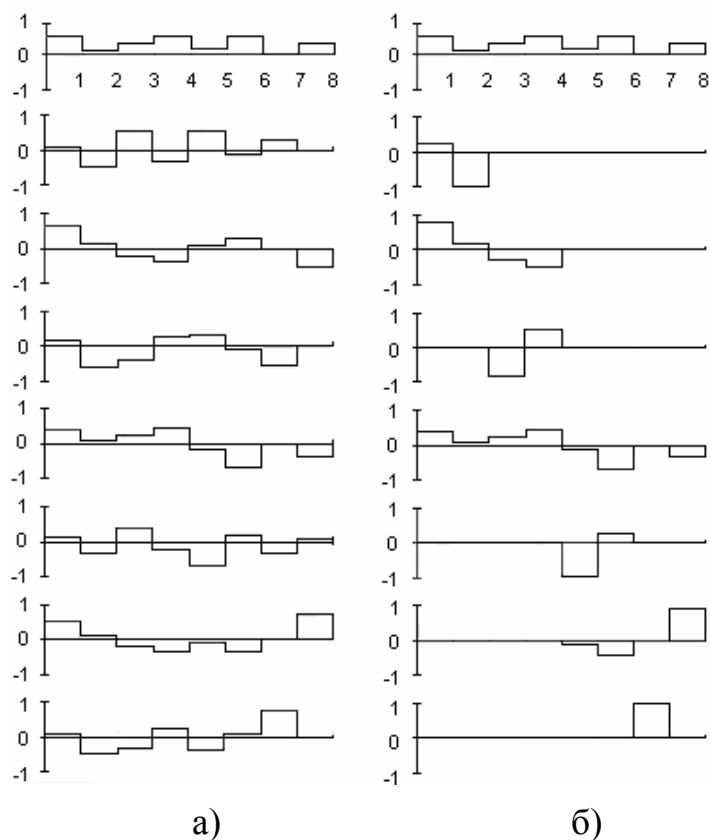


Рис.1. Функции перестраиваемых спектральных операторов первого типа (а) и второго типа - вейвлетоподобных (б)

Рассмотрим другой случай, когда отклонение от эталона носит сосредоточенный во времени характер. В этом случае целесообразно построить такой базис, функции которого отличаются локальным поведением на интервале определения и равны нулю на большей его части (подобно базису Хаара). Свойство наилучшего равномерного приближения, свойственное базису Хаара, можно придать и базису, построенному по методике приспособления к эталону. Для этого необходимо положить оставшиеся углы-параметры равными нулю, то есть добавить только одну степень свободы (перестраиваемый спектральный оператор второго типа – вейвлетоподобный (рис.2б): $\varphi_{22} = \varphi_{24} = 0$, $\varphi_{12} = \varphi_{13} = \varphi_{14} = 0$. Функции этого базиса позволяют анализировать локальные

изменения сигнала. Следует отметить, что разложение сигнала, на основе которого строились базисы как первого типа, так и второго типа имеет один ненулевой коэффициент разложения. В качестве такого сигнала выбирается, как правило, эталонный представитель класса сигналов. Естественно предположить, что показатель сжатия реализаций класса сигналов при разложении в параметрически перестраиваемых базисах будет в несколько раз выше, чем при разложении в базисах Фурье, Уолша, Хаара. Благодаря наличию алгоритма быстрого преобразования у параметрически перестраиваемых базисах они могут применяться при оперативном контроле параметров объектов управления.

Выводы.

1. Предложенный подход с использованием перестраиваемых субоптимальных по Карунену-Лоэву базисов позволяет выбрать построить базисы, учитывающие как глобальные свойства анализируемого сигнала на всем интервале определения (базис 1 типа), так и вейвлетоподобные базисы, (базисы 2 типа), которые учитывают локальные изменения сигнала подобно базису Хаара (вейвлетам Хаара). Это позволяет в рамках единого подхода совместить преимущества спектрального анализа и вейвлет-анализа сигналов при оперативном контроле параметров объектов управления.

2. Продолжение исследований целесообразно проводить в направлении разработки математических методов синтеза дискретных параметрически перестраиваемых ортогональных вейвлет-функций.

Список литературы

1. Малла С. Вейвлеты в обработке сигналов: Пер. с англ. – М.: Мир, 2005. – 671 с.
2. Солодовников А.И., Спиваковский А.М. Основы теории и методы спектральной обработки информации: Учебное пособие. - Л.: Изд-во Ленингр. ун-та, 1986. - 272 с.
3. Алексеев М.А. Диагностика сложных объектов на основе использования параметрически управляемых адаптивных спектральных операторов // Питання прикладної математики і математичного моделювання: Зб.наук. пр. - Д.: Вид-во ДНУ, 2008.-С.3-7.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 13.04.09*

УДК 621.31:681.11

© Ю.А. Кочкарев, Е.Н. Панаско, Н.С. Кучерова

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПОТЕРЬ ОТ НЕОПТИМАЛЬНОСТИ ФОРМЫ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ ЛОГИЧЕСКИХ ФУНКЦИЙ

В статье рассматривается проблема количественной оценки эффективности использования альтернативных форм представления логических функций в сравнении с традиционной, к которой относится классическая форма представления.

В статті розглядається проблема кількісної оцінки ефективності використання альтернативних форм представлення логічних функцій порівняно з традиційною, до якої відноситься класична форма представлення.

The problem of quantitative assessment of alternative representative forms of boolean functions efficiency is rised in this article compared to traditional classical form.

Вступление

В настоящее время [1] известны три фундаментальные формы представления (ФП) логических функций (ЛФ) как ядра современных цифровых блоков ЭВА и РЭА:

- Классическая (КФП) – заключается в представлении ЛФ в виде ДНФ. Ее основным достоинством является предельная минимальность аппаратурных затрат на одну отдельную логическую операцию. На любую логическую операцию (И, ИЛИ, НЕ) достаточно всего по одному транзистору. Так сложилось, что в настоящее время в центре внимания специалистов находится именно КФП;
- Алгебраическая (АФП) – полиномиальное представление, в котором центральное место занимает алгебраическое суммирование входных сигналов или их конъюнкций с весовыми коэффициентами. Частный случай АФП – пороговая логика широко используется в нейронных сетях;
- Рида-Мюллеровская (РМФП) – представление ЛФ на основе алгебры Жегалкина или, в более общей форме, в виде полиномов Рида-Мюллера, в которой входные сигналы и их конъюнкции суммируются по mod 2.

Целью данной работы является количественная оценка потерь от исключительного использования в современных микросхемах и других цифровых блоках только классической ФП. Для количественной оценки потерь используются наиболее существенные показатели структурной сложности реализации ЛФ во всех известных формах представления – КФП, АФП и РМФП.

Основная часть

Экспериментально установлено [2], что полные множества ЛФ от n аргументов $L(n)$, как известно, состоящие из 2^{2^n} членов, представляют собой слабо пересекающиеся подмножества – так называемые подмножества приоритетов (n), что проиллюстрировано на рис. 1.

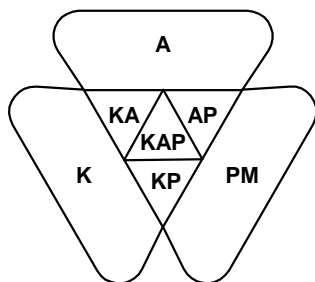


Рис. 1. Структура $L(n)$

Из рис. 1 видно, что $L(n)$ состоит из трех основных ПП:

- K – подмножество ЛФ, для которых наиболее целесообразна КФП;
- A – подмножество ЛФ, для которых наиболее целесообразна АФП;
- P – подмножество ЛФ, для которых наиболее целесообразна РМФП.

A также 4-х вспомогательных подмножеств:

- KA – подмножество ЛФ, для которых одинаково целесообразны как КФП, так и АФП;

- КР – подмножество ЛФ, для которых одинаково целесообразны как КФП, так и РМФП;
- АР – подмножество ЛФ, для которых одинаково целесообразны как АФП, так и РМФП;
- КАР – подмножество ЛФ, для которых одинаково целесообразны любые формы представления.

Удельный вес различных ПП в L(n), в частности для n=4, был показан в [2], из которой установлено, что суммарная мощность подмножества CLASSIC=KUKAUKPUKAR составляет 92,3% по показателю S_{ad} и всего 1,9% по наиболее важному показателю S_s (табл. 1). Для справки:

- S_{ad} – количество слагаемых в записи ЛФ, которое определяет количество входов подматрицы суммирования конъюнкций ПЛМ2;
- S_s – габаритная площадь ПЛМ1, которая определяется как $S_s = 2nS_{AD}$ для КФП и $S_s = nS_{AD}$ для АФП и РМФП (n - количество входных аргументов ПЛМ1). Этот показатель является наиболее весомым.

Таблица 1

Состав L(4) для различных показателей

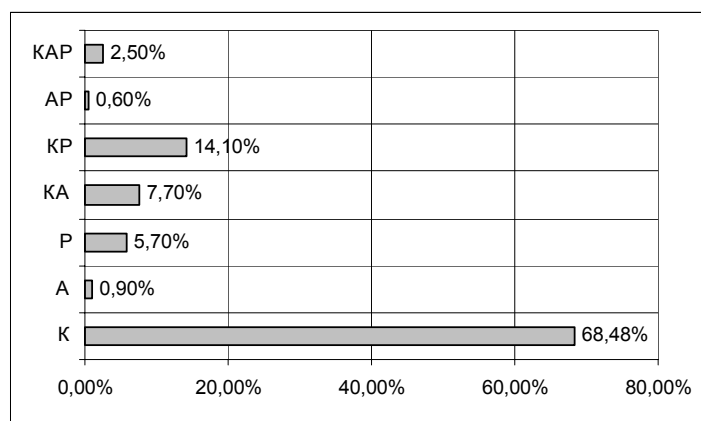
Наим. показателя	Всего	Абсолютное и относительное содержание подмножеств N=4						
		К	А	Р	КА	КР	АР	КАР
S_{ad}	<u>65536</u> 100%	<u>44884</u> 68.48 %	<u>576</u> 0.9%	<u>3706</u> 5.7%	<u>5057</u> 7.7%	<u>9272</u> 14.1%	<u>400</u> 0.6%	<u>1641</u> 2.5%
S_s	<u>65536</u> 100%	<u>96</u> 0.1%	<u>20648</u> 31.5%	<u>25526</u> 38.9%	<u>312</u> 0.5%	-	<u>18105</u> 27.6%	<u>848</u> 1.3%

Авторами специально для подтверждения установленного в [3] факта сформирована специальная БД с минимальными показателями сложности реализации ЛФ во всех трех ФП MINFORM5. Некоторые результаты анализа, актуальные в данном конкретном случае, представлены в табл. 2 и для большей наглядности проиллюстрированы масштабно на рис. 2 4-мя диаграммами для L(4) и L(5) соответственно.

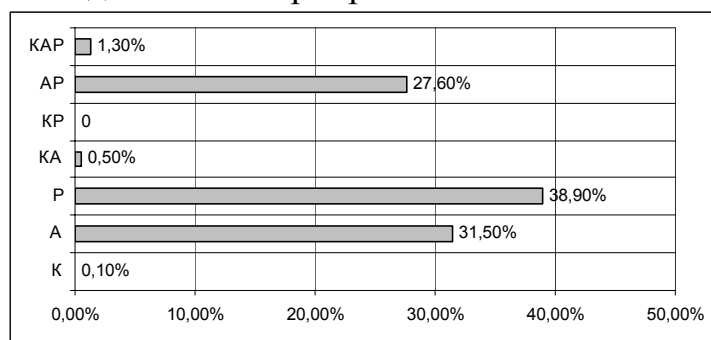
Таблица 2

Состав L(5) для различных показателей

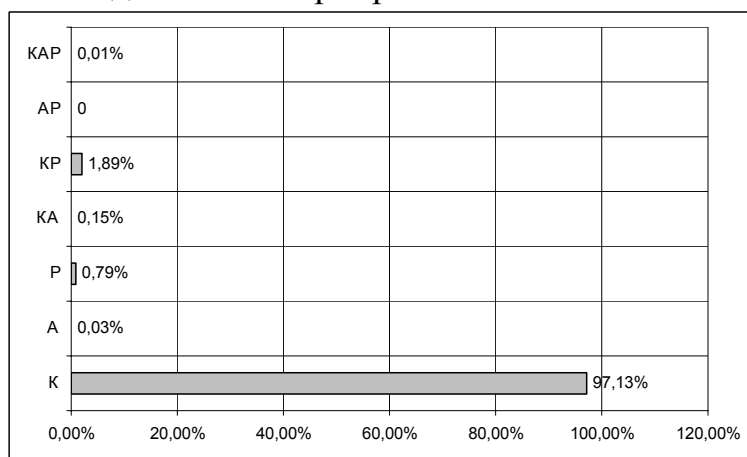
Наим. показателя	Всего	Абсолютное и относительное содержание подмножеств N=5						
		К	А	Р	КА	КР	АР	КАР
S_{ad}	<u>65536</u> 100%	<u>63654</u> 97,13%	<u>22</u> 0,03%	<u>522</u> 0,79%	<u>98</u> 0,15%	<u>1236</u> 1,89%	<u>0</u> 0	<u>4</u> 0,01%
S_s	<u>65536</u> 100%	<u>1758</u> 2,7%	<u>6218</u> 9,5%	<u>49791</u> 76%	<u>376</u> 0,57%	<u>2542</u> 3,88%	<u>4183</u> 6,38%	<u>668</u> 1.02%



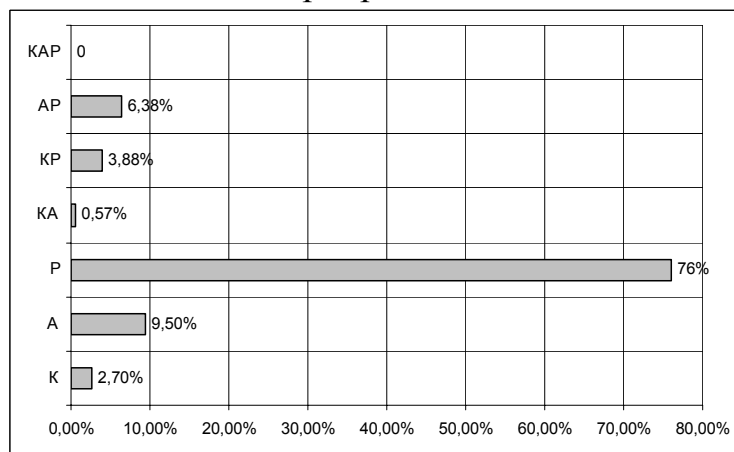
Удельный вес подмножеств приоритетов по показателю S_{ad} для $L(4)$



Удельный вес подмножеств приоритетов по показателю S_s для $L(4)$



Удельный вес подмножеств приоритетов по показателю S_{ad} для $L(5)$



Удельный вес подмножеств приоритетов по показателю S_s для $L(5)$

Рис. 2. Удельный вес различных ПП в $L(n)$

Учитывая большое количество ЛФ в $L(5)$ для БД MINFORM5 взята статистически обоснованная выборка из 2^{16} ЛФ, количество которых гарантирует погрешность выводов не более 5%.

Из диаграмм видно, что исключительное использование КФП, несмотря на наличие изоморфных АФП и КФП, приводит к существенным потерям от неоптимального использования ФП ЛФ. Указанный факт послужил отправной точкой для формирования так называемой концепции оптимальной (или оптимизированной) формы представления ЛФ (концепции ОФП) [2]. Ее суть заключается в том, что для любой реализуемой ЛФ используется такая ФП, которая дает минимальное значение выбранного показателя S . Иными словами, ОФП дает разработчику возможность для каждой конкретной ЛФ выбрать наиболее простую структуру ПЛМ, ее реализующую. Говоря о более простой структуре ПЛМ, необходимо брать за основу тот или иной критерий сложности реализации S . Зачастую наибольший практический интерес составляет уменьшение площади ПЛМ. В нашем случае это критерий S_s .

Несмотря на ряд лет, прошедших с момента формулировки «концепции ОФП», нельзя утверждать, что в настоящее время использование альтернативных ФП (АФП и РМФП) приобрело промышленный характер. Исключением является только широкое развитие в последние годы нейровычислений, производство нейрочипов, нейроускорителей и т.п., которые базируются на использовании АФП, причем не для всех ЛФ, а только для подмножества пороговых ЛФ.

Очевидно, что среди причин такой ситуации, кроме инерционности фирм-производителей микросхем, следует отметить слабую информированность специалистов о возможностях и даже о самом существовании альтернативных ФП, поскольку изложение вопросов, связанных с указанными ФП, не входит в программы современных вузов.

Для количественной оценки потерь от исключительного использования в современных микросхемах только классической ФП использованы имеющиеся БД MINFORM 3, 4, 5 [2, 3] с минимальными показателями сложности представления ЛФ во всех базовых ФП – КФП, АФП и РМФП. В MINFORM 3 и 4 использованы все 2^{2^n} ЛФ, а в MINFORM 5 – использована статистически представительная выборка из 65536 ЛФ, которая обеспечивает достоверность выводов на уровне не менее 95%. Для обеспечения строгой количественной оценки потерь по полным множествам $L(3)$, $L(4)$ и $L(5)$ вычислены суммы основных показателей сложности реализации

$$Q_{ad} = \sum_{i=0}^{2^{2^n}-1} S_{ad}^{(i)} \quad Q_s = \sum_{i=0}^{2^{2^n}-1} S_s^{(i)} \quad (1)$$

для следующих вариантов реализации:

- использование только КФП (существующая в настоящее время ситуация);
- включение параллельно с КФП дополнительной АФП;
- включение параллельно с КФП дополнительной РМФП;
- использование всех фундаментальных ФП (потенциальная реализация «концепции ОФП»).

В табл. 3, 4, 5 представлены результаты вычисления оценки для 4-х вариантов реализации соответственно в полных множествах L(3, 4, 5).

Таблица 3

Оценка выигрышей для L(3) от реализации альтернативных ФП

Формы представления	Показатель S_{ad}			Показатель S_s		
	Q_{ad}	Выигрыш абсолютный	% выигрыш	Q_s	Выигрыш абсолютный	% выигрыш
КФП	590	-	0	3540	-	0
КФП+АФП	582	8	1.35	2121	1419	40.1
КФП+РМФП	556	34	5.76	2052	1488	42.03
ОФП	556	34	5.76	1908	1632	46.10

Таблица 4

Оценка выигрышей для L(4) от реализации альтернативных ФП

Формы представления	Показатель S_{ad}			Показатель S_s		
	Q_{ad}	Выигрыш абсолютный	% выигрыш	Q_s	Выигрыш абсолютный	% выигрыш
КФП	270897	-	0	2167176	-	0
КФП+АФП	269633	1120	0.41	1494060	673116	45.05
КФП+РМФП	266113	4211	1.58	1439512	727664	50.55
ОФП	265521	4695	1.73	1331348	835828	62.78

Таблица 5

Оценка выигрышей для L(5) от реализации альтернативных ФП

Формы представления	Показатель S_{ad}			Показатель S_s		
	Q_{ad}	Выигрыш абсолютный	% выигрыш	Q_s	Выигрыш абсолютный	% выигрыш
КФП	491261	-	0	4912610	-	0
КФП+АФП	491236	25	0.005	4528740	383870	7.81
КФП+РМФП	490595	666	0.135	3771185	1141425	23.23
ОФП	490570	691	0.140	3716360	1196250	24.35

Из табл. 3 видно, что параллельное использование альтернативных форм АФП, РМФП, а также их комбинации – ОФП, позволяет незначительно умень-

шить значение интегрального показателя Q_{ad} для множества $n=3$ (здесь эта величина не превышает 5.76%), а для показателя Q_s практически можно уменьшить вдвое по сравнению с «эталонной» КФП (46.1%). Эти результаты свидетельствуют о неоправданном использовании для представления ЛФ только лишь КФП, особенно если учесть, что наиболее целесообразно при реализации ЛФ учитывать критерий уменьшения площади ПЛМ, а значит соответствующий ему в данном случае показатель Q_s . Из указанной таблицы также видно, что РМФП является более экономной, чем АФП.

Из табл. 4 видно, что тенденция улучшения интегральных показателей структурной сложности реализации ЛФ от применения альтернативных форм представления, которая имела место в результатах, продемонстрированных в табл. 3, для множества $L(4)$ сохраняется. При этом следует отметить некоторое снижение динамики роста эффективности от применения альтернативных форм в случае с интегральным показателем Q_{ad} (1.73%) и рост экономии по показателю Q_s (62.7%). Из указанной таблицы также видно, что РМФП наиболее близка по показателям к ОФП по сравнению с АФП. Наряду с данным фактом следует отметить также большую дифференциацию значений интегральных показателей Q_{ad} и Q_s для приведенных вариантов использования форм представлений ЛФ. Этот факт также свидетельствует в пользу применения альтернативных форм представления ЛФ.

Табл. 5, как и две предшествующие ей таблицы, подтверждает тот факт, что исключительное использование традиционной на сегодняшний день КФП, приводит к значительным потерям в площади ПЛМ, связанным с определенными показателями структурной сложности реализации ЛФ. С другой стороны приведенные результаты показывают некоторое снижение эффективности представления ЛФ в альтернативных формах (Q_{ad} - 0.14% и Q_s - 24.35%).

Выводы. Таким образом, можно сделать вывод о том, что исключительное использование КФП приводит к технически необоснованным потерям в площади микросхем, причем указанные потери достаточно ощутимые и в абсолютных, и в относительных размерах особенно с точки зрения площади реализации ЛФ. Количественную оценку потерь для современных разрядностей ЛФ можно, к сожалению, осуществить только аппроксимационно.

Список литературы

1. Кочкарев Ю.А. Теория, техническая реализация и использование ортогонального уплотнения информации в вычислительных устройствах/ Дис.... докт. техн. наук.- Таганрог, 1983.
2. Кочкарев Ю.А., Пантелеева Н.Н., Казаринова Н.Л., Шакун С.А. Классические и альтернативные минимальные формы логических функций. Каталог-справочник// Черкасский институт управления, 1999, 156 с.
3. Кочкарев Ю.А., Бузько В.В., Кучерова Н.С. Исследование структуры полного множества логических функций на основе технологии EDM. //Вісник Черкаського державного технологічного університету. - Черкаси: ЧДТУ. -№ 1-2. -2007.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 24.04.09*

ОПТИМАЛЬНИЙ ВИБІР АНТИФРИКЦІЙНИХ МАТЕРІАЛІВ ЗА ЕКОНОМІЧНИМ КРИТЕРІЄМ

Предложен экономический критерий оптимального выбора антифрикционных материалов на базе ранее разработанных автором кибернетических моделей трения и изнашивания.

Запропоновано економічний критерій оптимального вибору антифрикційних матеріалів на базі раніше розроблених автором кібернетичних моделей тертя та зношування.

The economic criterion of optimum choice of anti-friction materials is offered on a base previously founded the cybernetic models of friction and wear developed an author.

Вступ

Використання антифрикційних матеріалів у вузлах тертя ковзання зменшує втрати енергії на роботу механічних конструкцій. З'явилася можливість у деяких випадках замінити режим котіння на режим ковзання, оскільки вузли тертя ковзання не критичні до ударних навантажень, а отже . З появою антифрикційних самозмазувальних матеріалів[1-4], з'явилася можливість спрости конструкцію вузлів тертя за рахунок спрощення її конструкції у зв'язку з використанням води замість змащувально-мастильних рідин або повної відсутності систем змащування[5].

Критерієм вибору антифрикційного матеріалу може бути заданий рівень коефіцієнта тертя f або лінійної інтенсивності зношування I_h . Останній критерій є частіше вживаним для розрахунків. Він дозволяє визначити час, до наступної заміни антифрикційного вкладиша.

Автором [6] була поставлена і вирішена задача оптимального підбору антифрикційних матеріалів за такими їх фізико-механічними характеристиками як твердість за Брінеллем HB та крайовим кутом змочування дистильованою водою θ з урахуванням таких середньозважених режимів роботи вузла тертя як питомий тиск p_a , робоча температура T_{cp} , та швидкість відносного ковзання V_{cp} .

Запропонований метод гарантовано забезпечує можливість розрахувати оптимальні для даного вузла тертя фізико-механічні характеристики, за яким можливо підібрати антифрикційний матеріал з найближчими до розрахованих параметрами і отже отримати наперед задані значення триботехнічних характеристик для цього вузла.

При очевидній логіці такого підходу до вибору антифрикційних матеріалів, такий підхід випускає очевидні для кожного експлуатаційника фактори як вартість монтажу та демонтажу антифрикційного вкладиша, витрати на виготовлення вкладиша, витрати на доставку тощо.

Постановка задачі

Ціллю дослідження має бути зменшення експлуатаційних витрат при запровадженні у підшипники ковзання антифрикційних самозмащувальних матеріалів. Для цього потрібно вирішити наступні задачі:

1. Побудувати критерій оптимізації, яким має бути мінімум втрат на придбання та заміну антифрикційного матеріалу.
2. Визначити аналітичну залежність інтенсивності зносу від фізико-механічних параметрів антифрикційних матеріалів.
3. Визначити перелік витрат на запровадження антифрикційного матеріалу.
4. Визначити аналітичні залежності витрат від фізико-механічних параметрів антифрикційних матеріалів.
5. Порівняти знайдене оптимальне рішення з випадком, коли витрати на запровадження не враховуються.

Результати дослідження

Введемо наступні позначення, припускаючи, що антифрикційний вклади підшипника ковзання має форму тонкостінного циліндра:

R – радіус вкладиша, м;

Δ – товщина вкладиша, м;

h – висота вкладиша, м;

K_e – міра використання антифрикційного матеріалу, %;

T_e – термін експлуатації агрегату, в якому встановлено вузол тертя, год.;

C_{am} – вартість 1 кг антифрикційного матеріалу, включаючи і вартість доставки, ум. гр. од.;

C_d – вартість оснастки для закріплення антифрикційного вкладиша, ум. гр. од.;

C_m – вартість монтажу антифрикційного матеріалу ум. гр. од.;

C_o – вартість демонтажу антифрикційного матеріалу, ум. гр. од.;

ρ_{am} – щільність антифрикційного матеріалу.

Очевидно, що тільки перші три параметри залежать від конструкційних особливостей вузла тертя і для розрахунку може вважатися константами, як і режими роботи (питомий тиск – p_a , робоча температура – T_{cp} , швидкість відносного ковзання – V_{cp}). Для інших параметрів потрібно знайти залежності виду

$$Par = \Psi(HB, \theta). \quad (1)$$

Необхідність у таких залежностях пояснюється тим, що кожен антифрикційний самозмащувальний матеріал має власну щільність, коефіцієнт використання та вартість окремих стадій його використання.

Далі використаємо оптимальну задачу вибору антифрикційного матеріалу за критерієм мінімуму інтенсивності лінійного [6]:

1. Для різних антифрикційних матеріалів проводяться експерименти на машині тертя за схемою, що відповідає схемі тертя в натурному вузлі.

2. В процесі випробувань фіксуються такі режими роботи: P_a – номінальний тиск, МПа; T – температура випробувань, К; V – швидкість відносного ковзання, м/с; L – шлях, пройдений зразком антифрикційного матеріалу по відповідному металевому зразку, км. Триботехнічним параметром, значення якого нас цікавить у цих випробуваннях, є W_h – лінійний знос зразка вздовж напрямку дії нормальної сили взаємного притискання зразків.

3. Для кожного досліджуваного визначається інтенсивність лінійного зносу

$$I_h = \frac{W_h}{L} \quad (2)$$

4. Для всього діапазону змін температури для вузла тертя знаходяться значення фізико-механічних параметрів, що найкраще характеризують триботехнічні властивості антифрикційних матеріалів: HB – твердість за Брінеллем, МПа; Θ – крайовий кут змочування рідиною поверхні матеріалу, рад.

5. Формується таблицю з результатами випробувань, знайдених по пп.2-4 і визначається знайти залежність інтенсивності лінійного зносу від всіх цих параметрів у вигляді

$$y, \ln y = b_0 + \sum_i^M (b_i x_i + b_{ii} x_i^2 + a_i \ln x_i) \sum_j^M b_{ij} x_i x_j, \quad (3)$$

$$i \neq j$$

де x_i – змінні фактори, b_i – коефіцієнти моделі.

6. Визначаються наступні числові характеристики режимів роботи як випадкових процесів для проєктованого вузла тертя: m_x – середнє; σ_x – середнє квадратичне відхилення. І вирішимо наступну оптимальну задачу для знайденої залежності інтенсивності лінійного зносу

$$Ih = \Psi(P_a, V, L, T, HB, \Theta) \rightarrow \min \quad (4)$$

при обмеженнях

$$|x_i - m_{xi}| \leq 3\sigma_{vi}$$

Оптимальні значення HB_{opt} і Θ_{opt} дають можливість вибрати такий антифрикційний матеріал, для якого ці параметри є найближчими.

Розглянемо тепер проблему вибору антифрикційного матеріалу за критерієм мінімуму експлуатаційних витрат.

Вартість оснастки для закріплення антифрикційного вкладишу приймемо постійною для одного вузла тертя, але витрати на монтаж-демонтаж та придбання матеріалу потрібно нести під час кожної заміни вкладишу.

Витрати на придбання матеріалу C_{np} можна описати

$$C_{np} = 2K_e C_{am} \pi R \Delta \rho_{am} h, \quad (5)$$

де враховано, що товщина антифрикційного вкладиша значно менша за радіус підшипника.

Тоді критерій мінімізації витрат на експлуатацію антифрикційного вкладиша, у рахуванням (1)

$$C_o(HB, \theta) + \sum_{i=0}^{N_e} \left[C_{mi}(HB, \theta) + C_{di}(HB, \theta) + 2K_{ei}(HB, \theta) C_{ami}(HB, \theta) \pi R \Delta \rho_{ami}(HB, \theta) h \right] \rightarrow \min, \quad (6)$$

де N_e – кількість замін антифрикційного вкладиша протягом терміну експлуатації агрегату.

Цей параметр можна знайти як результат цілочислового округлення до найбільшого цілого

$$N_e = \text{RoundH} \left(\frac{T_e}{t_1} \right), \quad (7)$$

де t_1 – час роботи антифрикційного вкладиша до моменту досягнення максимально допустимого зносу W_{h3ad} . Його можна знайти за рівнянням

$$t_1 = \frac{W_{h3ad}}{I_h V_{cp}}, \quad (8)$$

де I_h знаходиться за (4).

Розглядаючи рівняння (4) та (6), можна прийти до висновку, що тут поставлена багатокритеріальна задача. Її вирішення пропонується у вигляді лінійної згортки часткових критеріїв як їх сума з деякими ваговими коефіцієнтами μ_r виду [8]

$$L(x) = \sum_{r=1}^R \mu_r L^r(x), \quad (9)$$

Коефіцієнти ваги звичайно знаходять шляхом опитування експертів з відповідної наочної області. Оскільки вектор $\mu = (\mu_r)$ – суть вектор-градієнт $L^r(x)$, то передбачається, що він указує напрям до екстремуму невідомої функції корисності. Найкращою лінійна згортка часткових критеріїв може виявитися у тому випадку, коли критерії однорідні і мають єдиний еквівалент, що погоджує їх найбільш природним чином. Позитивна сторона такого підходу – нескладність, не завжди компенсує його серйозний недолік – втрату фізичного значення лінійної згортки різнорідних критеріїв. Це утрудняє інтерпретацію результатів, тому одержане таким шляхом рішення, слід розглядати тільки як можливий (альтернативний) варіант рішення задач математичного програмування.

Пропонується при отриманні згортки критеріїв заздалегідь нормувати їх наступним способом:

1. Знаходиться часткове рішення за кожним з критеріїв окремо.

2. Оптимальне значення кожного критерію $L_{OPT}^r(x)$ використовується для подальшого нормування критеріїв

$$\frac{L^r(x) - L_{OPT}^r(x)}{L_{OPT}^r(x)}. \quad (10)$$

Таке нормування зводить різнорідні критерії в один масштаб.

3. Нормовані значення критеріїв зводяться в один функціонал, для якого і знаходиться його мінімальне значення.

Цей принцип можна застосовувати до будь-якого виду цільових функцій та обмежень: як лінійних так і нелінійних.

Принципи зведення не нормованих критеріїв в один функціонал залежать від того, куди прагне кожен критерій:

1. Якщо всі критерії прагнуть максимуму, достатньо утворити їх суму з ваговими коефіцієнтами.

2. Якщо є критерії, що прагнуть мінімуму, потрібно їх перетворити на такі, що прагнуть максимуму $L_{MAX}^r(x) = \frac{1}{L_{MIN}^r(x) + 1}$. Далі утворюється сума критеріїв з ваговими коефіцієнтами, яка буде цільовою функцією, що прагне макси-

муму. Одиниця у знаменнику додана для випадку, коли $L_{MIN}^r(x)$ у своєму русі до оптимуму буде проходити через нуль, що викличе зупинку процесу пошуку екстремуму.

3. Як варіант, можливе утворення функціоналу виду

$$L(x) = \frac{\sum_{r=1}^R \mu_b L_{MAX}^r(x)}{\sum_{r=1}^R \mu_b L_{MIN}^r(x) + 1}, \quad (11)$$

де в чисельнику стоять критерії, що прагнуть максимуму, а у знаменнику, такі, що прагнуть мінімуму.

Для перевірки поставленої вище задачі було використано результати експериментальних досліджень [9-10], в яких проводилися випробування на тертя та знос за схемою торцевого тертя для таких матеріалів, поєднаних в подальшому в пари тертя: нержавіюча сталь 12x18, алюмінієвий сплав Амг-6, графотекстоліт, фторопласт, металофторопласт, покриття лаком ФБФ, тканий матеріал „даклен”, вуглетканини ТГН-2М і УТМ-8, матеріал НПИ-МС, та антифрикційней покриття типу ВНИИ НП-512. Визначалися інтенсивність зносу, коефіцієнт тертя, крайовий кут змочування водою та твердість за Брінеллем.

Для інтенсивності зносу була отримана наступна модель, адекватна за критерієм Персона зі ймовірністю 95%

$$I_h = EXP \left[\begin{array}{l} 2,095 + \left[\begin{array}{l} 0,029 + 0,00074 \ln P_a - \\ -0,0001787 \sqrt{V} - \frac{0,03035}{\theta} \end{array} \right] T_{cp} + \\ + [0,0509 + 0,01684 \ln P_a \sqrt{V}] L + \\ - [0,01302 \theta - 0,0272] HB + 0,3373 \ln P_a \end{array} \right] 10^{-8}. \quad (12)$$

Вивчивши конструкцію підшипника ковзання підйомного стола стана 500 другої кліті та порядок застосування антифрикційних матеріалів, було визначено вартість кожного з видів зазначених вище витрат

$$C_{am} = 1,16 \cdot 10^{-3} HB_T + 0,6 HB_M + 17,8 \theta_T - 250 \theta_M - 0,19 T_{cp} + 0,28 p_a + 302, \quad (13)$$

$$C_d = -8 \cdot 10^{-5} HB_T + 0,56 HB_M - 8,6 \theta_T - 245 \theta_M - 0,37 T_{cp} - 0,08 p_a + 379, \quad (14)$$

$$C_m = -2,1 \cdot 10^{-3} HB_T + 0,55 HB_M - 18,4 \theta_T - 233 \theta_M - 0,44 T_{cp} - 0,24 p_a + 397, \quad (15)$$

$$C_o = 5,1 \cdot 10^{-3} HB_T + 0,54 HB_M - 15 \theta_T - 241 \theta_M - 0,44 T_{cp} - 0,38 p_a + 389. \quad (16)$$

Індекс «м» означає більш м'який з матеріалів пари тертя, «т» – більш твердий. Для моделей (13) - (16) табличне значення критерію Фішера для довірчої ймовірності 95% становить $F = 15,23827$, а розраховане – всього $5,06 \cdot 10^{-09}$. Що доводить адекватність отриманих моделей.

Параметри K_a та ρ_{am} було прийнято постійними зі значеннями відповідно 0,63 та 1,56. Задане значення лінійного зносу за період експлуатації $W_{hmax} = 400$.

Оптимальний пошук за змінними факторами HV та θ проводився на підставі комплексного критерію оптимізації, утвореного за принципом (10) з часткових критеріїв (6) та (12). В якості максимального значення часткових критеріїв були взяті їх значення при знайденні максимуму за кожним із них. Після перетворень було отримано наступну залежність

$$\begin{aligned} & \left[\begin{array}{l} 0,0509 + \\ + 0,01684 \ln P_a \sqrt{V} \end{array} \right] L_{cp} - \\ & - 2,095 - \left[\begin{array}{l} 0,029 + 0,00074 \ln P_a - \\ - 0,0001787 \sqrt{V} - \\ - \frac{0,03035}{\theta} \end{array} \right] T - \\ & - \left[\begin{array}{l} 0,01302 \theta - \\ - 0,0272 \end{array} \right] HV + 0,3373 \ln P_a + C_o(HV, \theta) + \\ & + \sum_{i=0}^{N_e} \left[\begin{array}{l} C_{mi}(HV, \theta) + C_{di}(HV, \theta) + \\ + 2 K_{ei}(HV, \theta) C_{ami}(HV, \theta) \pi R \Delta \rho_{ami}(HV, \theta) h \end{array} \right] \rightarrow \min \end{aligned}$$

В якості обмежень було взято залежності (7)-(8) та (13)-(16).

Оптимальний пошук за цим критерієм потрібних нам параметрів антифрикційного матеріалу було знайдене з застосуванням функції «Пошук рішення» в електронних таблицях EXCEL дало наступні значення фізико-механічних властивостей антифрикційного матеріалу $HV_{opt} = 339$ МПА, $\theta_{opt} = 1,25$, рад, для яких оптимальна інтенсивність лінійного зносу буде $I_h = 0,527705 \cdot 10^{-8}$.

Цим фізико-механічним властивостям відповідає прескомпозиція П-5-12.

Якщо ж знайти оптимальне рішення тільки за критерієм мінімуму інтенсивності зносу (6), то потрібно було б вибрати антифрикційний матеріал НПІ-МС. Але при такому виборі, вартість експлуатації такого підшипника ковзання зросла б на 19%.

Висновок

Розроблена методика оптимального вибору антифрикційних матеріалів для вузлів тертя ковзання за критерієм мінімуму витрат на їх придбання та експлуатацію дозволяє:

1. Зменшити витрати на ремонт вузлів тертя.
2. Збільшують термін служби антифрикційного матеріалу.
3. Зменшити експлуатаційні витрати устаткування.

4. Покращати режим енергозбереження машин і агрегатів.
5. Є найбільш обґрунтованим критерієм оптимізації підбору.
6. Потрібно продовження досліджень у напрямку уточнення моделей для інтенсивності зносу, витрат, щільності та коефіцієнта використання для розширеної групи антифрикційних матеріалів.

Список літератури

1. Трение полимеров /В.А. Белый, А.И. Свириденко, М.И. Петроковец, и др. -М., 1972.
2. Словарь-справочник по трению, изнашиванию и смазке машин / Под ред. Э.Д. Брауна.-К., 1975.
3. Костецкий Б.И. Трение, смазка и износ в машинах. – К., 1970.
4. Бартенев Г.М., Лаврентьев В.В. Трение и износ полимеров. Л., 1972.
5. Пістунов І. М. Модифікація вузлів тертя машин гірничо-металургійного комплексу //Сб. науч. трудов НГА України. – 2001. – № 11. – С.96–99.
6. Пістунов І.М., Цапко В.К. Оптимальний вибір антифрикційного матеріалу. //Сб. научн. трудов НГА України. – 2002. – № 13, т.2. – С.193–198.
7. Цапко В.К., Пістунов І.М. Розрахунок довговічності вузла тертя з антифрикційним матеріалом //Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2002. – №4. – С.87–90.
8. Пістунов І.М., Турчанинова І.Ю., Антонюк О.П. Методи прийняття управлінських рішень в економіці: Навч. посібник – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2008.– 120 с.
9. Пістунов І. М. Апроксимація результатів триботехнічних експериментів із застосуванням теорії розпізнавання образів //Вібрації в техніці і технологіях. – 2000. – №4(16). – С.32–36.
10. Пістунов І. М. Модифікація вузлів тертя машин гірничо-металургійного комплексу //Сб. науч. трудов НГА України. – 2001. – № 11. – С.96–99.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Франчуком В.П.

Надійшла до редакції 08.04.09

УДК 622:621.31

© В.П. Диденко

ОСОБЕННОСТИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ИСКРОБЕЗОПАСНОСТИ ИСТОЧНИКОВ ПИТАНИЯ, ОТКЛЮЧАЮЩИХСЯ ПРИ КОММУТАЦИИ ЦЕПИ

Исследованы переходные процессы при подключении индуктивной нагрузки к блоку питания. Предложены технические решения для повышения устойчивости работы блоков питания и надежности искрозащиты.

Досліджено перехідні процеси при підключенні індуктивних навантажень до блоку живлення. Запропоновані технічні рішення для підвищення стійкості роботи блоків живлення та надійності іскрозахисту.

Transient processes are investigated when inductive load is applied to the power supply unit. Engineering solutions are proposed to increase stable operation of power supply units and reliability of intrinsic safety.

Постановка проблемы и её связь с научными и практическими задачами. Искробезопасные источники питания, отключающиеся при коммутации цепи, используются для питания электрогидропереключателей на всех автома-

тизированных проходческих и добычных комбайнах. В соответствии с «Программой повышения безопасности труда на угольных шахтах», утвержденной постановлением Кабинета Министров Украины от 06.07.2002 г. № 939, актуальным является обеспечение устойчивой и надежной работы систем искробезопасного электропитания.

В работах [1 и 2] показано, что для оценки искробезопасности электрических цепей с источниками, отключающимися при коммутации, первостепенное значение имеет не энергия разряда, а величина и форма сигнала, формирующегося при коммутации, а также чувствительность и быстродействие ключей, обеспечивающих отключение источника питания. Такой подход применителен для цепей без кабеля. Работы [3, 2] посвящены изучению разрядов и процессов в источнике, происходящих при отключении от него нагрузки. Процесс подключения нагрузки практически не изучен. При эксплуатации искробезопасных блоков питания наблюдались случаи перехода их в режим генерации с последующим выходом из строя, а при испытаниях на искробезопасность – низкой повторяемости результатов проверки.

Целью работы является разработка рекомендаций для повышения устойчивости и надежности искрозащиты блоков питания.

Задача заключается в исследовании переходных процессов при подключении индуктивной нагрузки к блоку питания и установлении причин его неустойчивой работы.

Изложение основного материала. Исследования проведены на примере коммутации индуктивной нагрузки, питающейся от блока питания унифицированного с искробезопасным выходом типа С27 (рис. 1). Узел максимальной токовой защиты блока питания не показан, поскольку при коммутации цепи нагрузки он не работает.

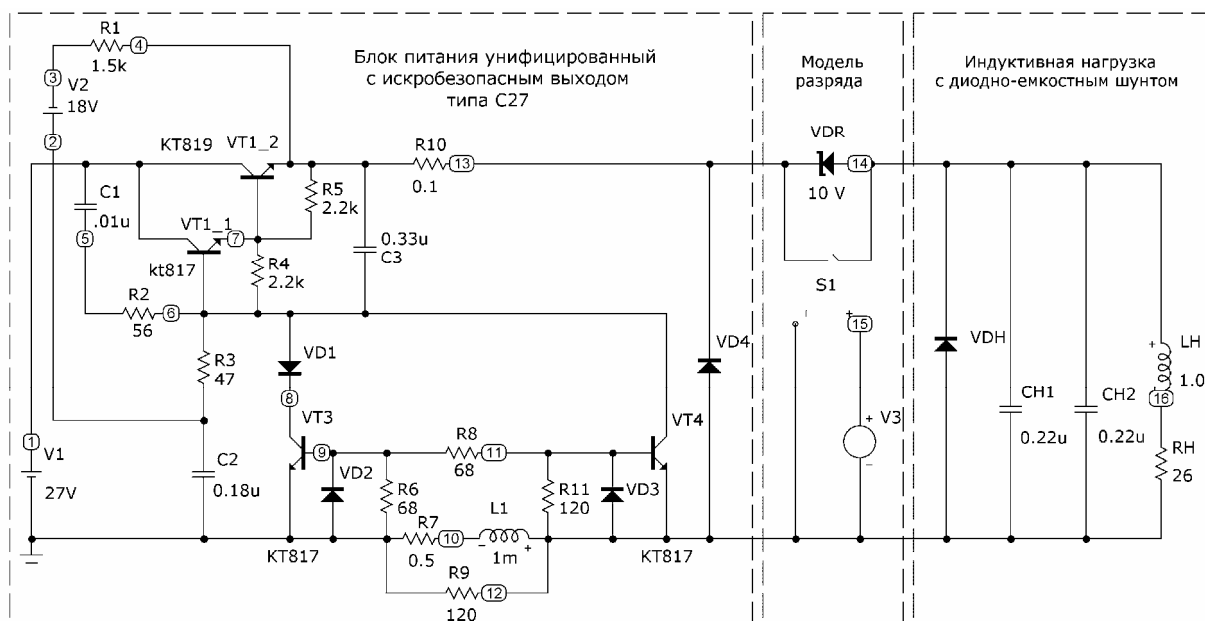


Рис. 1. Схема расчетная цепи питания индуктивной нагрузки от блока питания типа С27

Блок питания содержит основной V1 и вспомогательный V2 источники напряжения. Транзисторный ключ VT1 на транзисторе КТ827А по причине отсутствия для него корректной SPICE-модели представлен транзисторами VT1_1 и VT1_2. Узел отключения при коммутации цепи выполнен на транзисторах VT3 и VT4, дросселе L1 внутренним сопротивлением R7, диодах VD1 ... VD3 и резисторах R6, R8 и R9. Источник напряжения V2 служит для открывания, а конденсаторы C1 и C3 – для обеспечения устойчивости работы транзисторного ключа VT1. Конденсатор C2 обеспечивает плавное увеличение выходного напряжения блока питания. Нагрузка индуктивностью LH и сопротивлением RH имеет диодно-емкостной шунт (диод VDH и конденсаторы CH1, CH2). Разряд в такой цепи содержит только начальную стадию и моделируется стабилитроном VDR напряжением 10 В и ключом S1, управляемым источником импульсного напряжения V3. Резистор R10 используется для контроля выходного тока блока питания.

В период времени от начала расчета до 1 мкс сопротивление ключа S1 задается равным 1 МОм – он разомкнут. Через стабилитрон VDR через нагрузку протекает ток порядка 0,65 А. Моделируется наличие разряда с контактами, расположенными близко друг к другу. Начиная с 1 мкс сопротивление ключа уменьшается до 0,01 Ом за 4 нс - моделируется замыкание контактов, и они остаются в этом состоянии до окончания расчета – 2 мс (рис. 2).

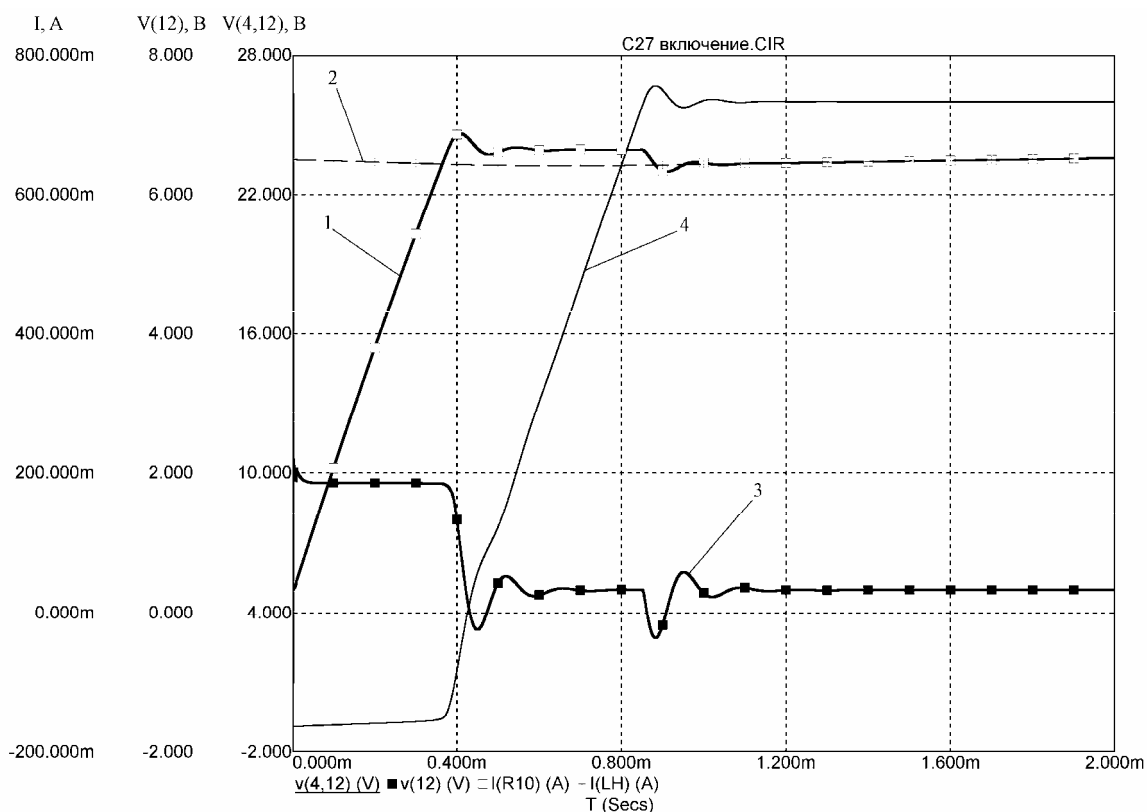


Рис. 2. Зависимости выходного тока блока питания (1), тока нагрузки (2), напряжений на дросселе (3) и на выходе блока питания (4) от времени

Как видно на рис. 2, замыкание контактов ключа вызывает снижение выходного тока источника до 35 мА и уменьшение выходного напряжения до ми-

нус 0,9 В. В дальнейшем выходной ток возрастает практически линейно до тока нагрузки, который протекает через шунтирующий диод VDH. После этого начинается рост выходного напряжения блока питания. После того, как оно становится положительным, закрывается диод VDH, а выходной ток блока питания протекает в нагрузку, однако превышает её ток на величину тока заряда конденсаторов шунта. Рост выходного тока блока питания приводит к наличию на дросселе напряжения положительной полярности порядка 1,9 В, через открытие транзистора VT3 ограничивающего скорость роста выходного тока.

Представляют интерес процессы в начальный период времени – до 10 мкс. На рис. 3 видно, что замыкание ключа приводит к появлению на дросселе сигнала положительной полярности амплитудой 7,5 В, который быстро (за 0,2 ... 0,3 мкс) спадает до значения порядка 2 В, при котором сразу же начинается рост выходного тока блока питания. Таким образом, отсутствует выдержка времени с прекращением выходного тока, которая позволила бы разряду закончиться, а подвижным контактам уйти из места прежнего контактирования. Многообразие режимов коммутации при испытаниях на искробезопасность приводит к наличию таких сочетаний, при которых не происходит надежного отключения блока питания и срыва разряда. В результате чего эпизодически (чаще с вероятностью менее 10^{-3}) наблюдаются взрывы при испытаниях на искробезопасность таких блоков питания. Уменьшение тока испытываемой цепи в таких случаях на 10 ... 30 % практически не снижает вероятность воспламенения смеси.

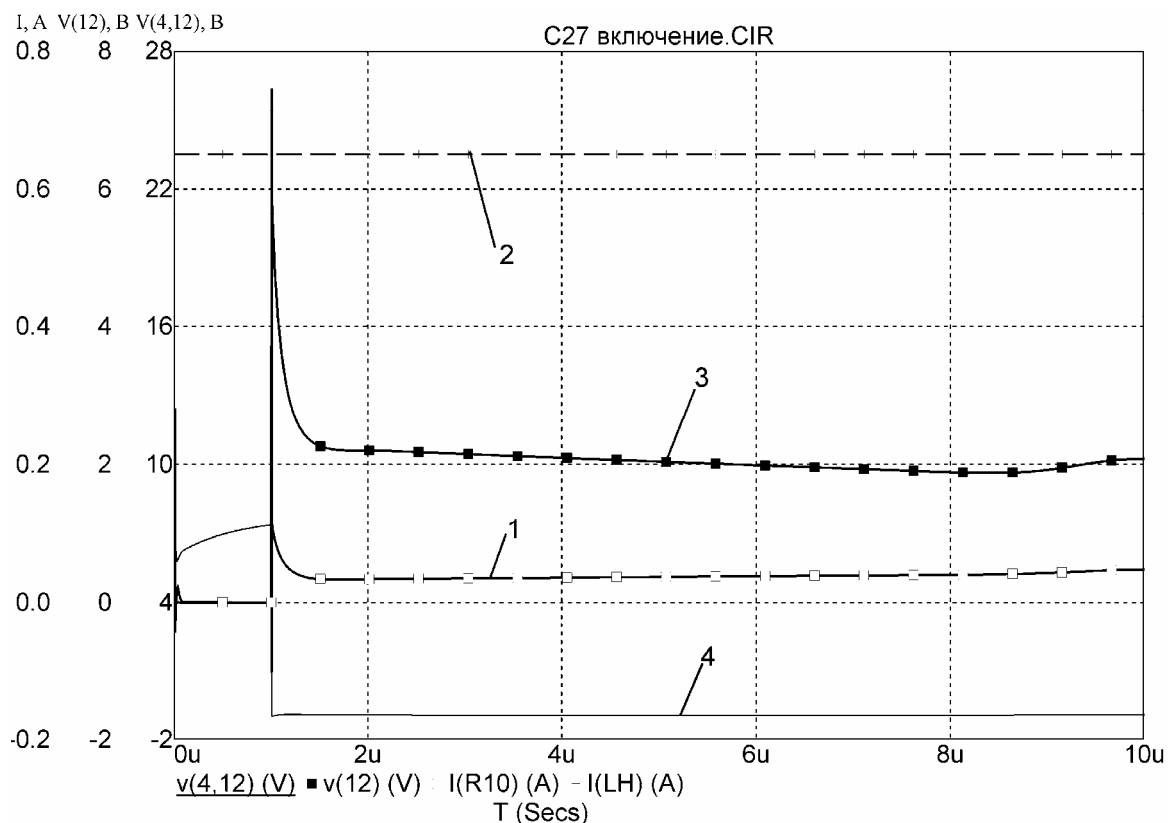


Рис. 3. Зависимости выходного тока блока питания (1), тока нагрузки (2), напряжений на дросселе (3) и на выходе блока питания (4) от времени в интервале до 10 мкс

При достижении выходным напряжением установившегося значения прекращается заряд конденсаторов шунта, что приводит к снижению выходного тока блока питания до тока нагрузки. Это приводит к появлению сигнала на дросселе в виде импульса отрицательного напряжения величиной около 0,4 В. Аналогичный импульс на дросселе (порядка минус 0,24 В) имеет место по окончании роста выходного тока. Наличие таких импульсов при включении блока питания на индуктивную нагрузку с диодно-емкостным шунтом показывает его склонность к генерации, которая проявляется при увеличении скорости роста выходного напряжения или емкости конденсаторов шунта. Так с увеличением её с 0,22 до 1 мкФ (рис. 4) в момент окончания заряда конденсаторов шунта происходит отключение блока питания.

Блок питания переходит в режим генерации, что приводит к выделению тепла на транзисторе VT1 в таком количестве, на которое конструкция блока не рассчитана. Транзистор VT1 разогревается и выходит из строя с закорачиванием его цепи коллектор-эмиттер. Выходная цепь блока питания становится искроопасной.

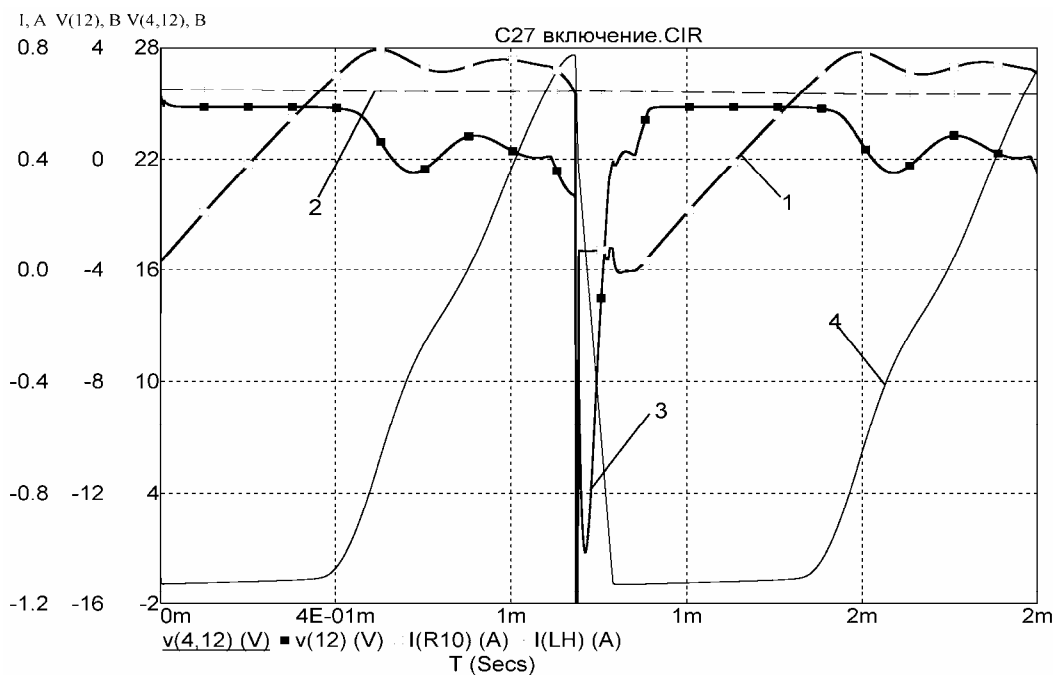


Рис. 4. Зависимости выходного тока блока питания (1), тока нагрузки (2), напряжений на дросселе (3) и на выходе блока питания (4) от времени при СН1 и СН2 равных 1 мкФ

Кроме того, данная схема имеет конструктивный недостаток. При попытке установить транзисторный ключ VT1 на радиатор площадью не менее 20 кв. см, последний для повышения теплоотвода располагали в наружной части корпуса блока питания. Поскольку коллектор транзистора в такой конструкции электрически соединен с радиатором, то становится возможным подключение выходной цепи (положительного вывода) к радиатору минуя искрозащиту. При этом не нарушается пломбировка аппаратуры.

По окончании заряда конденсаторов шунта на дросселе формируется сигнал отрицательной полярности, а при достижении им уровня минус 1,3 В про-

исходит надежное выключение блока питания с увеличением амплитуды сигнала на дросселе до 14 В. Однако такое отключение блока питания совершенно недопустимо в рассматриваемый момент времени.

Рассмотренные переходные процессы в блоке питания типа С27 при подключении его к индуктивной нагрузке с диодно-емкостным шунтом показывают необходимость разработки решений, обеспечивающих надежное отключение блока питания в начальный момент подключения и дальнейшую его устойчивую работу при восстановлении выходного напряжения.

На схеме искробезопасного блока питания (рис. 5) подключение транзисторного ключа VT3 позволяет при установке его на радиатор не нарушить недоступность к искрозащитным элементам. Даже при электрическом соединении стока транзистора VT3 с радиатором, на нем оказывается один из выводов искробезопасной цепи и возможность нарушения искрозащиты в такой конструкции блока питания отсутствует.

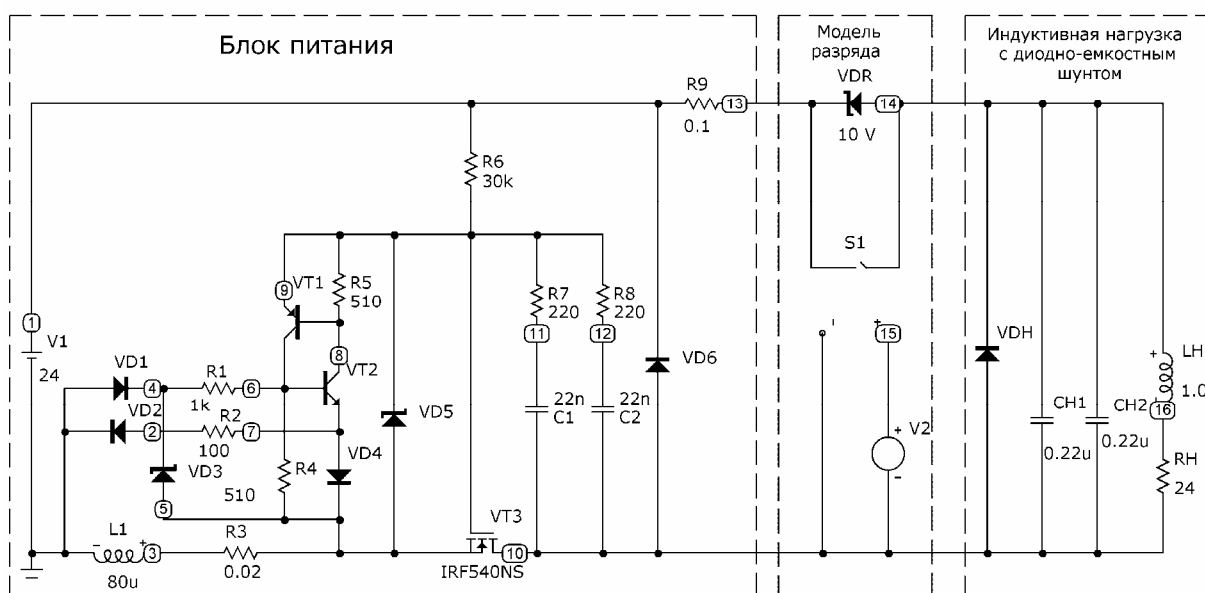


Рис. 5. Схема расчетная цепи питания индуктивной нагрузки с диодно-емкостным шунтом от искробезопасного блока питания

Проведен анализ переходных процессов при подключении индуктивной нагрузки с диодно-емкостным шунтом к блоку питания. Блок питания (рис. 5), кроме транзисторного ключа VT3, отключающего выходную цепь блока, содержит узел отключения блока при коммутации цепи, выполненный на дросселе L1 внутренним сопротивлением R3, транзисторах VT1 и VT2, диодах VD1 ... VD4 и резисторах R1, R2 и R4, R5. Напряжение на затвор транзистора VT3 подается через резистор R6 и ограничивается стабилитроном VD5. Последовательные цепочки из резисторов R7, R8 и конденсаторов C1, C2 служат для обеспечения плавного увеличения выходного напряжения блока питания. Резистор R9 введен дополнительно для контроля выходного тока блока питания. Питание блока осуществляется от источника напряжения V1.

В начальный момент времени ключ S1 разомкнут и нагрузка обтекается током через стабилитрон VDR, моделирующий наличие разряда напряжением

10 В. В момент времени 1 мкс происходит замыкание ключа S1, блок питания отключается, и напряжение на его выходе становится равным напряжению на открытом диоде VDH (около минус 0,9 В – кривая 4 на рис. 6).

В момент времени около 0,25 мс начинается рост выходного напряжения блока, которое достигает установившегося значения при 1,9 мс. Следует отметить, что процесс перехода выходного напряжения к установившемуся значению носит апериодический, а не колебательный характер, как показанный на рис. 2. При этом выброс напряжения на дросселе L1 отсутствует, и в блоке питания отсутствуют процессы, провоцирующие его выключение. Увеличение емкости конденсаторов шунта до 1 мкФ также не приводит к возникновению сигнала на дросселе в момент прекращения заряда конденсаторов шунта. Работа искробезопасного блока питания стала устойчивой.

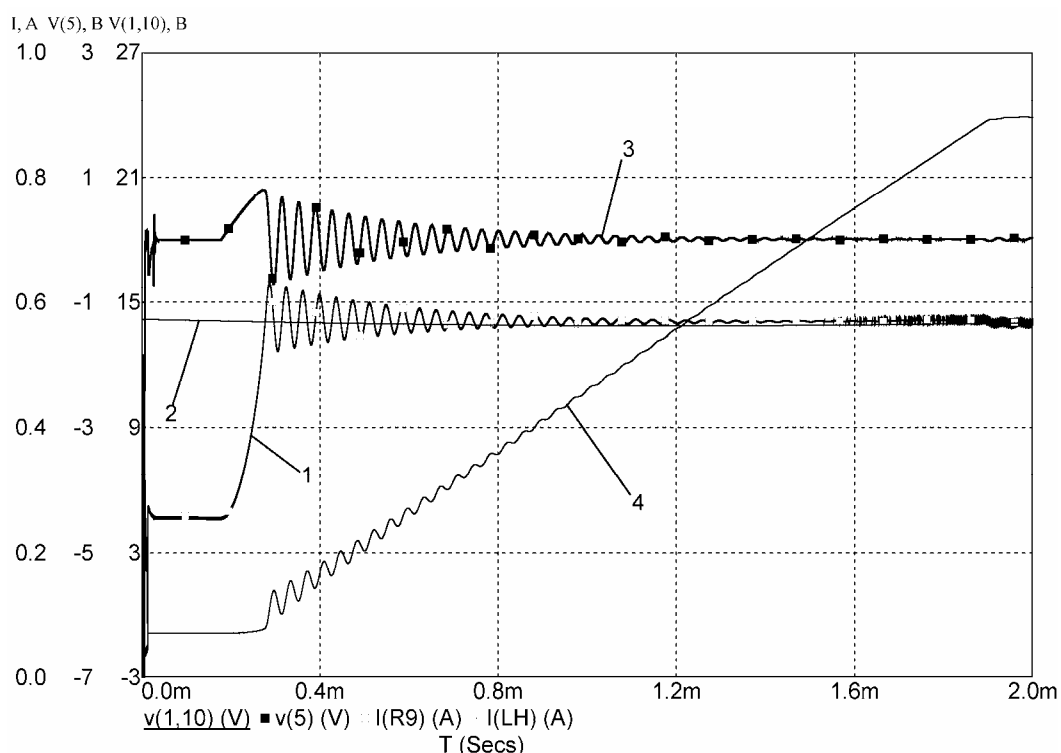


Рис. 6. Зависимости выходного тока блока питания (1), тока нагрузки (2), напряжений на дросселе (3) и на выходе искробезопасного блока питания (4) от времени

Анализ переходных процессов в диапазоне времени до 10 мкс (рис. 7) показывает, что замыкание ключа S1 приводит к формированию импульса напряжения на дросселе амплитудой 10,2 В, приводящего к открыванию транзисторов VT1 и VT2 и выключению блока питания.

Выключение блока питания изменяет напряжение на дросселе на отрицательное амплитудой около 8 В и длительностью 4,7 мкс. В течение данного времени блок питания надежно выключен и никакие режимы коммутации внешней цепи не могут изменить его состояние. За счет этого обеспечивается надежность работы искрозащиты и взрывы 47 % водородно-воздушной смеси при испытаниях рассматриваемой цепи на искробезопасность отсутствуют.

Снижающийся ток выходной цепи (кривая 1 на рис. 7) представляет собой ток перезаряда конденсаторов С1 и С2 и на искробезопасных свойствах блока питания не сказывается.

Известное под названием транзисторный шунт устройство обеспечения искробезопасности нагрузки [4], которое показало свою эффективность как средство искрозащиты индуктивной нагрузки, может также использоваться для повышения устойчивости работы блока питания (рис. 8).

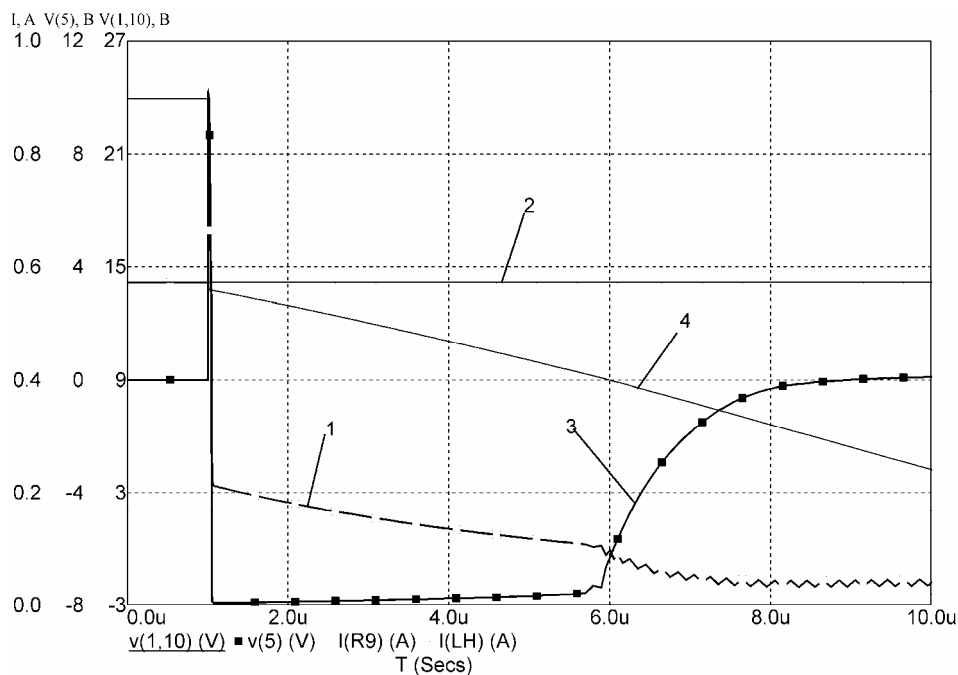


Рис. 7. Зависимости выходного тока блока питания (1), тока нагрузки (2), напряжений на дросселе (3) и на выходе искробезопасного блока питания (4) от времени на интервале до 10 мкс

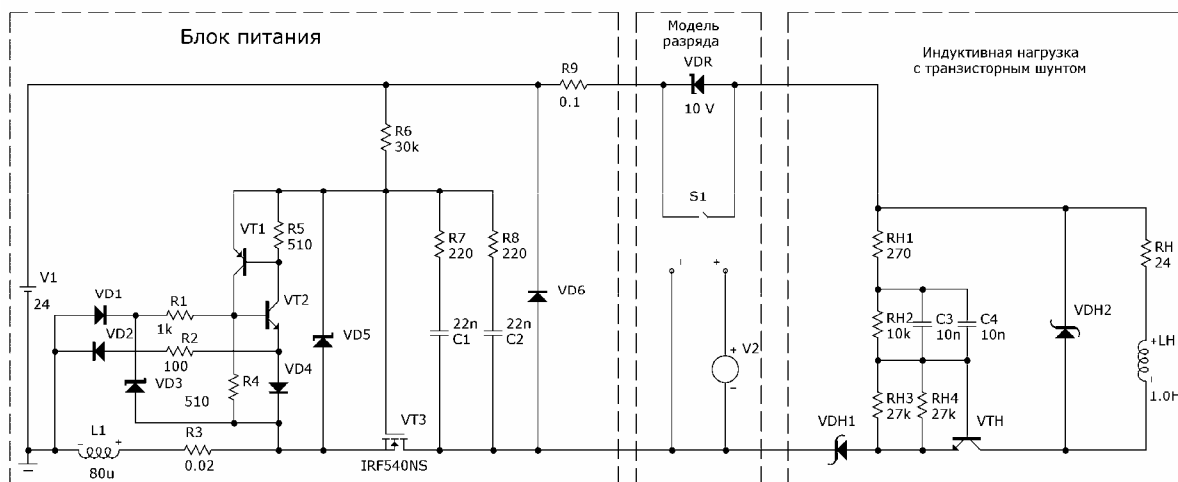


Рис. 8. Схема расчетная цепи питания индуктивной нагрузки с транзисторным шунтом от искробезопасного блока питания

При замыкании ключа S1 происходит отключение блока питания, и его выходной ток уменьшается до нуля (рис. 9) на время около 60 мкс. В дальнейшем наблюдается рост выходного тока блока питания до установившегося зна-

чения в течение 55 мкс, после чего возрастает его выходное напряжение. В момент достижения им установившегося значения сигнал на дросселе, связанный с окончанием заряда конденсаторов шунта, отсутствует. Способствует этому наличие в зарядной цепи конденсаторов С3 и С4 резистора RН2, а также малая емкость самих конденсаторов, более чем на порядок сниженная по сравнению с конденсаторами диодно-емкостного шунта.

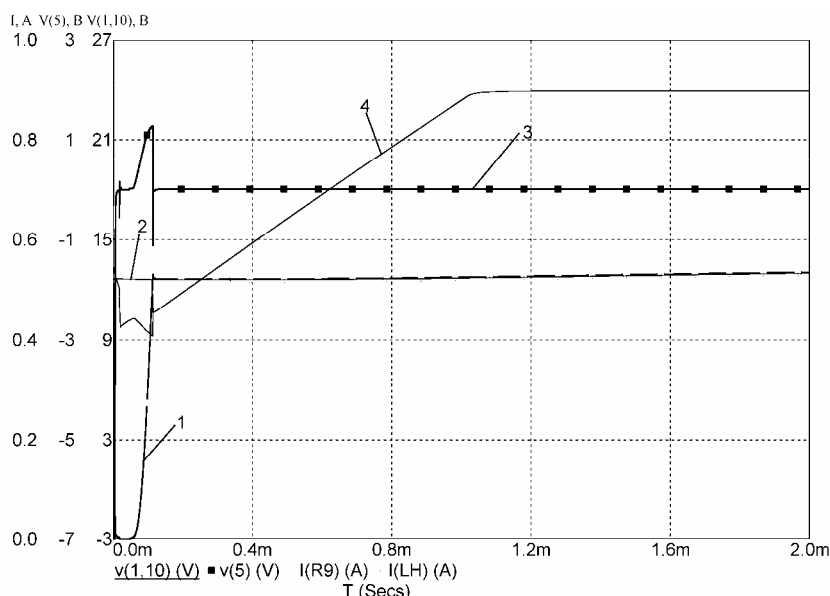


Рис. 9. Зависимости выходного тока блока питания (1), тока нагрузки (2), напряжений на дросселе (3) и на выходе искробезопасного блока питания (4) от времени (транзисторный шунт)

Примечательно, что оба фактора способствуют обеспечению искробезопасности в режиме, когда контакты искрообразующего механизма подключают параллельно выходу блока питания, подсоединенного к нагрузке.

Заключение: для обеспечения надежности и устойчивости искробезопасных электрических систем необходимо учитывать изменение полярности коммутационного сигнала в источниках питания, отключающихся при коммутации цепи, при завершении роста его выходного тока и напряжения и снижение амплитуды коммутационного сигнала при подключении нагрузки.

Список литературы

1. Коган Э. Г. Способы и средства обеспечения искробезопасности рудничного электрооборудования. – М.: Недра, 1988. - 101 с.
2. Диденко В. П. Способы оценки и обеспечения искробезопасности на основе моделирования движения контактов искрообразующего механизма и переходных процессов в электрических цепях: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. - Макеевка-Донбасс.: МакНИИ, 1990. - 18 с.
3. Красик Я. Л. Увеличение мощности искробезопасных систем путем сокращения длительности коммутационных разрядов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1970. – 15 с. – ИГД им. А. А. Скочинского.
4. А. с. 1366650 (СССР) МКИ Е 21 F 9/00, Устройство обеспечения искробезопасности нагрузки /Коган Э. Г., Диденко В. П., Куфман А. З., Гофман А. Я.; НПО Автоматгормаш и УФ ВНИМИ. – Заявл. 21.05.86 № 4107886/22-03; Оpubл. в Б. И., 1988, № 2.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шкрабцем Ф.П.
Надійшла до редакції 05.05.09*

К ВОПРОСУ О ВЫБОРЕ СПОСОБА И СРЕДСТВ НОРМАЛИЗАЦИИ ТЕПЛОВЫХ УСЛОВИЙ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ ГЛУБОКИХ ШАХТ ДОНБАССА В ПЕРИОД ИХ ПРОХОДКИ

Произведен анализ факторов, влияющих на параметры микроклимата в подготовительных выработках глубоких шахт, и способов и средств их нормализации. Предложен комплекс мероприятий по нормализации тепловых условий в подготовительных горных выработках глубоких шахт Донбасса в период их проходки.

Проанализовано фактори, що впливають на параметри мікроклімату підготовчих виробок глибоких шахт, та способи і засоби їх поліпшення. Запропоновано комплекс міроприємств по нормалізації теплових умов у підготовчих виробках під час їх проходки.

The analysis of factors, affecting the parameters of microclimate in the preparatory making of deep mines, and methods and tools of their normalization, is made. The complex of measures on normalization of thermal conditions in the preparatory headings of deep mines in the period of their driving is offered.

Решением Кабинета Министров Украины в апреле 2009 года обозначена перспектива выхода из кризисного состояния угольной промышленности, перед которой поставлена задача обеспечения сырьевой базы коксохимии, металлургии, энергетики и теплоснабжения жилищного фонда за счет расширения собственной добычи угля в стране. Объективные условия для этого имеются. Запасы угля в Донецком бассейне превышают 100 млрд. тонн, при уровне добычи 160-170 млн. тонн в год, необходимом для обеспечения потребностей страны с учетом энерготехнологической переработки угля для получения синтетического топлива и газа, его хватило бы для удовлетворения нужд промышленности, энергетики и теплоснабжения страны в течение периода более 500 лет. В аспекте наличия энергоносителей Украина находится в значительно лучших условиях, чем мировое сообщество в целом. По данным ЮНЭСКО запасов угля в недрах Земли хватит для обеспечения нужд ее населения на 200 лет. По запасам урановых руд Украина входит в первую десятку стран мира. При разумном использовании имеющихся запасов энергоносителей в Украине нет опасности энергетического голода, хотя разведанные запасы газа и нефти на территории Украины невелики. Трудности заключаются в том, что полученная в наследство при обретении независимости промышленность и экономика базируются на энергоемких технологиях производства чугуна, стали и проката, являющихся основными статьями экспорта и получения валюты. Коксохимия и металлургия страны требуют больших объемов угля, а угольная промышленность страны в современном ее состоянии не может обеспечить их.

Добыча угля в Донбассе уже ведется на больших глубинах: 42 шахты ведут горные работы на глубинах, превышающих 1000 метров, а четыре шахты достигли 1400 м. Возрастающая с глубиной ведения горных работ температура

горных пород и большие величины тепловыделений за счет работающих машин и механизмов и окислительных процессов вынуждают для обеспечения нормируемой санитарными нормами температуры воздуха в горных выработках не более 26°C применять искусственное охлаждение воздуха, начиная с глубин ведения горных работ более 750-800 м. В Донбассе на момент обретения Украиной независимости 57 шахт работали с применением систем центрального охлаждения воздуха в горных выработках. К сожалению, Украина не производила необходимой для глубоких шахт холодильной техники и создавала системы центрального охлаждения на выпускаемых в Казани турбокомпрессорах. За годы продолжающегося в период независимости развала угольной промышленности холодильная техника постарела и бесследно исчезла, в результате чего в Донбассе в настоящее время действуют системы центрального охлаждения воздуха всего лишь на 2 шахтах. Наладить выпуск мощных холодильных установок для шахт или приобрести их за рубежом в обозримом будущем Украина не может по состоянию экономики. Поэтому решать задачу развития угольной промышленности Украины и роста уровня добычи угля придется собственными силами и средствами, используя опыт прошлых лет, когда Донбасс достиг уровня добычи 218 млн. тонн, в 3 раза превышающий его современный, и применяя доступные по затратам достижения мировой науки и техники в области угледобычи.

В современных условиях в Германии при ведении горных работ в угольных шахтах на глубине 1200-1300 м используются холодильные установки холодопроизводительностью 8-10 МВт. Стоимость угля была бы непомерной, если бы не предусмотренные государством льготные цены на электроэнергию для глубоких шахт. В Украине таких льгот нет, некогда действовавший двухставочный тариф на электроэнергию канул в Лету, стоимость электроэнергии для шахт частично зависит от величины напряжения ввода и пока составляет около 30 коп за кВт-ч, но имеет тенденцию возрастания. В Донбассе уже есть шахты, расходующие на тонну угля более 150 кВт-ч электроэнергии.

Современная техника проведения горных выработок и новые разработки средств управления вполне позволяют вести горные работы на больших глубинах без присутствия человека. На практике такую возможность доказала Япония, осуществившая проведение горной выработки в зоне активной вулканической деятельности при температуре горных пород 90°C . На установках для бурения глубоких скважин используются электродвигатели с обмотками провода из силиконовой изоляции, допускающие нагрев обмотки двигателя при работе до 220°C . Понятно, что при современном состоянии экономики Украины создание собственной или приобретение зарубежной техники ведения горных работ и робототехнических комплексов для проведения горных выработок в условиях высоких температур горного массива исключается, поэтому дальнейшие выкладки ориентированы на осуществление мероприятий за счет использования простейших наличествующих в стране средств ведения горных работ при участии человека, для работы которого необходимо обеспечить приемлемые климатические условия труда.

В сложившейся ситуации выход следует искать в поиске и применении новых нетривиальных решений и технологий угледобычи, к числу которых

можно отнести задачу борьбы с высокими температурами горных пород на больших глубинах. Тепло горного массива из дорогостоящей затратной статьи и врага шахтера следует превратить в союзника, используя его как альтернативный источник энергии. Поисковые работы в этом направлении, выполненные в Национальном горном университете, показывают, что обеспечить нормальные тепловые условия в горных выработках шахт на предельных разведанных глубинах залегания запасов угля за счет применения традиционных систем вентиляции и кондиционирования воздуха даже при огромных затратах возрастающей в цене электроэнергии невозможно. При этом безвозвратно теряются и энергия, израсходованная на кондиционирование воздуха, и вынесенное из горных выработок проветривающим шахту воздухом тепло горного массива, выброшенное в атмосферу Земли. Извлечь и использовать выносимое из горных выработок тепло горного массива пока не представляется возможным из-за огромного расхода воздуха (достигающего 50-70 миллионов кубометров в сутки), проветривающего шахту, и сравнительно небольших температур исходящей из шахты струи. При использовании традиционных схем вентиляции и кондиционирования воздуха оказывается невозможным вести борьбу с нагревом воздуха за счет адиабатического сжатия воздуха. При опускании воздуха на глубину 1500 м его барометрическое давление возрастает на 150 мм рт. ст., из-за чего температура повышается на 15°C . Свежий воздух необходимо доставить к забоям, где работают шахтеры, с температурой не выше 26°C , придется терять большое количество энергии на его охлаждение. Кроме адиабатического сжатия, температура воздуха возрастет из-за нагрева теплом горного массива, передаваемого через стенки выработок, теплом окислительных процессов в горных выработках и теплом, образовавшимся при работе шахтных машин и механизмов, потребляющих электроэнергию. При подъеме воздуха по стволам на-гора его барометрическое давление упадет на те же 150 мм рт. ст., температура за счет адиабатического расширения снизится на те же 15°C (которые оказались бы чрезвычайно полезны при утилизации тепла исходящей струи на дневной поверхности). Способы борьбы с нагревом и охлаждением воздуха в шахтах, вызванных адиабатическим сжатием и расширением воздуха, пока не изобретены. Если отказаться от использования воздуха как транспортного средства тепла и холода, а передать эти функции воде, то появляется возможность не только доставки холода для обеспечения нормальных тепловых условий в горных выработках, но и выноса тепла горного массива на-гора и его полезного использования. В этом смысле вода имеет огромные преимущества: кубометр воды при нагреве на один градус способен вынести тепла в 4000 раз больше, чем кубометр воздуха. При этом вода, хотя давление ее при опускании и подъеме на глубину 1500 м будет изменяться на 15 МПа, не изменит температуру, поскольку не подвержена влиянию нагрева и охлаждения за счет сжатия-расширения. Передача воде функций доставки холода и тепла в глубокой шахте позволяет превратить шахту в энерготехнологический комплекс, позволяющий, наряду с добычей угля, осуществлять извлечение тепла Земли [1]. Оценка запаса тепла горного массива в пределах отвода шахты размером 2500x5000м до предельной глубины залегания угольных пластов показала, что его величина

при снижении температуры горных пород на горизонте подсечки 1800 м до 26°C составляет около 145 трлн. ккал, а для выноса такого количества тепла охлажденным до 2°C воздухом пришлось бы затратить еще минимум 40 млрд. кВт-ч электроэнергии только на питание электродвигателей холодильной установки. Расчет показывает, что при полном извлечении запасов угля в пределах шахтного поля его добыча составила бы 200 млн. тонн, а угольный эквивалент извлеченного тепла только залегающего в пределах шахтного поля породного массива, при снижении его температуры до 26°C , составляет около 25 млн. тонн угля, то есть представляет собой весьма существенную энергетическую добавку при рациональном ее использовании. Реально этот эквивалент окажется несколько большим, так как за срок действия шахты (а он будет не менее 50-60 лет) из недр Земли в него, по данным оценки удельного теплового потока Земли Б. Гутенберга [2], поступит еще около 0.8 трлн. ккал тепла, не считая притока тепла из горного массива, прилегающего к шахтному отводу.

Приведенные выше цифры свидетельствуют о том, что добыча угля в глубокой шахте может сопровождаться значительными расходами на электроэнергию и эксплуатацию мощных холодильных установок при осуществлении кондиционирования воздуха по типовым технологиям, применяемым на шахтах умеренной глубины. Изменение технологии борьбы с избыточным теплом глубокой шахты за счет применения воды в качестве носителя тепла – холода и снижение теплопритока из горного массива в выработки открывает перспективу решения задачи нормализации тепловых условий в горных выработках глубоких шахт и получения при этом значительного экономического эффекта в виде тепловой энергии, извлекаемой из нагретого массива горных пород. Отсюда следует, что глубокая шахта представляет значительный интерес не только как источник энергии добытого угля, но и как источник тепла и электроэнергии при условии, что мы научимся технически грамотно извлекать тепло горного массива и повышать его температурный потенциал, то есть освоим уже давно используемые развитыми странами технологии теплового насоса. По нашему мнению, в решении такой задачи, наряду с использованием техники и технологии охлаждения воздуха, подаваемого в горную выработку, может оказаться полезным комплекс мероприятий, включающих:

- защиту человека от теплового излучения горного массива;
- быстрый отвод тепла и охлаждение стенок горных выработок;
- уменьшение притока тепла в горную выработку из окружающего ее горного массива.

Крупные научно-исследовательские работы по разработке научных основ расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт, выполненные в 60-70 годы минувшего столетия научной школой академика А. Н. Щербаня [3,4], позволили успешно решить проблему нормализации тепловых условий в горных выработках глубоких шахт Донбасса. Но глубина ведения горных работ в Донбассе в тот период не превышала 1100м, проектные расчеты велись для глубин до 1200м, по данным которых оказывалось вполне возможным обеспечить требуемые тепловые условия в горных выработках за счет удаления тепла охлажденным воздухом, проветривающим сеть горных выработок.

В связи со значительным ростом глубины ведения горных работ и ухудшением тепловых условий в горных выработках глубоких шахт за прошедшие 40-50 лет, назрела острая необходимость оценить возможность создания нормативных условий труда горняков не только на действующих горизонтах глубоких шахт, но и на перспективу - при добыче угля на предельных разведанных в Донбассе глубинах залегания запасов угля 1850 метров. Первые же предварительные расчеты показали, что задача нормализации тепловых условий на этих глубинах средствами вентиляции и кондиционирования нереализуема по техническим и экономическим причинам из-за огромного расхода электроэнергии на охлаждение воздуха и длительности требуемого периода охлаждения горного массива. Кроме того, за последние полстолетия существенно изменилась точка зрения на тепло Земли как альтернативный источник энергии для нужд человека. В связи с этим встал вопрос о средствах выноса на дневную поверхность тепла нагретого горного массива, выделяющегося в горные выработки, и путях использования вынесенной тепловой энергии. Поскольку горнорабочие в шахте находятся как в выработках со свежей, так и с исходящей струей воздуха, имеющей в глубоких шахтах температуру воздуха существенно выше, чем свежая струя, то, не нарушая требований санитарных норм и правил безопасности, существенно повысить температуру воздуха исходящей струи для обеспечения эффективного выноса тепла не представляется возможным. Если не предусмотреть дополнительный обособленный вывод исходящей струи, в которой работают или перемещаются горнорабочие, то среднее за год превышение температуры исходящей струи над температурой свежей не может быть больше 15°C . При таком приросте температуры воздуха даже самый мощный вентилятор ВРЦД-47у с производительностью $400\text{ м}^3/\text{с}$ за сутки вынесет из шахты 36 млн. кубометров воздуха с дополнительно поглощенными в шахте 150 млн. ккал тепла. Если использовать в качестве средства выноса тепла воду с начальной температурой $15\text{-}20^{\circ}\text{C}$ и обеспечить ее подогрев за счет контакта с имеющим температуру 75°C горным массивом на предельной глубине отработки угольных пластов, то отводимая по термоизолированному трубопроводу вода может иметь температуру $65\text{-}70^{\circ}\text{C}$ (прирост температуры 50°C). Для ежедневного выноса тех же 150 млн. ккал тепла потребуется подача всего лишь 125 кубометров воды в час. Для извлечения такого количества тепла, уносимого исходящей из шахты воздушной струей, на дневной поверхности потребовалось бы соорудить даже при применении водяных оросителей сооружение гигантских размеров, а полученная отепленная вода оказалась бы малопригодной для использования из-за низкого теплового потенциала. По этой причине тепло горного массива в настоящее время выбрасывается в окружающую среду без какой-либо обработки воздуха исходящей струи. Вода с температурой $50\text{-}70^{\circ}\text{C}$ может быть использована для технологических целей и в качестве теплоносителя для системы теплоснабжения комплекса инфраструктуры либо непосредственно, либо после дополнительного подогрева в котельной за счет сжигания некондиционного угля или метана дегазационных установок. В отдельных регионах добычи угля на больших глубинах может оказаться избыточный вынос тепла водой на дневную поверхность и отсутствовать возможность его полного использования. Понятно, что транспорт

тепла нагретой водой на значительное расстояние для его использования окажется дорогостоящим и технически неосуществимым. В этих случаях потребуются превращение тепловой энергии в легко подаваемую потребителям электрическую. Для целей электроэнергетики требуется наличие большого объема теплоносителей с более высокими температурами, что может быть достигнуто применением для повышения теплового потенциала воды и превращения ее в пар систем с тепловым насосом.

Однако даже при применении воды в качестве средства охлаждения горных пород и выноса тепла на дневную поверхность реализация процесса охлаждения горного массива глубокой шахты является отнюдь не простой операцией. Проще всего оказался бы процесс охлаждения горного массива и выноса тепла горного массива при подаче воды по системе созданных в нем скважин или выработок, подсекающих горный массив шахтного отвода на глубине ниже последнего проектируемого к разработке горизонта. Сеть выработок этого горизонта обеспечила бы перехват идущего из недр Земли к ее поверхности теплового потока и постепенный отвод тепла, содержащегося в нагретых горных породах массива. Такая сеть при выносе предназначенных для циркуляции охлаждающей воды подсекающих выработок и скважин за пределы блока горного отвода шахты могла бы создаваться в период эксплуатации шахты на верхних горизонтах, выполнила бы функцию нормализации тепловых условий труда при работе на предельных глубинах отработки угольных пластов и при сохранении подсекающих выработок продолжать выдачу тепла Земли, протекающего через площадку горного отвода шахты, в течение длительного периода после отработки запасов угля. Вариант такой схемы рассмотрен в работе [5]. К достоинствам этой схемы следует отнести энергетическую экономичность выноса тепла Земли на дневную поверхность, поскольку нагревающаяся в горных породах вода движется за счет разности объемного веса (по закону Архимеда), никаких насосов для ее циркуляции в сети охлаждения не потребовалось бы. Сложность реализации такой системы заключается в необходимости проведения значительного количества выработок в нагретых до температуры около 80°C горных породах. Для этого требуется создать средства и робототехнические системы, работающие без участия человека. Выше уже указаны причины, почему такой вариант в Украине неосуществим.

В работах школы А. Н. Щербаня рассмотрены многие интересные аспекты проблемы нормализации тепловых условий в глубоких шахтах и разработаны научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. Не все они в одинаковой степени раскрыты и доступны для применения в инженерных расчетах. Детально проработана методика расчета тепловыделений в горные выработки за счет всего комплекса источников тепла - теплоотдачи горного массива, тепловыделений работающих машин и механизмов, окислительных процессов, изменения давления воздуха в сети горных выработок, но все процессы теплообмена рассмотрены и описаны применительно к теплообмену и теплопереносу рудничным воздухом. Крупномасштабное охлаждение горного массива и создание теплоуравнивающих рубашек (далее по тексту - ТР) вокруг горных выработок рассмотрено применительно к процессу теплооб-

мена горного массива и движущегося по выработкам воздуха. Лишь в последней перед развалом Союза работе школы академика А. Н. Щербаня [6] рассмотрена методика расчета теплообмена между породами горного массива и водой, причем основное внимание в ней уделено теплопередаче при фильтрации воды в массиве горных пород. Кратко рассмотрены вопросы расчета теплообмена в скважине при бурении ее с промывкой водой или буровым раствором, из которых следует, что разработанный ранее и положенный в основу “Единой методики прогнозирования температурных условий в угольных шахтах” (МакНИИ) математический аппарат полностью пригоден и для расчета теплообмена в скважинах, но требует учесть параметры воды как теплоносителя, а также степень влияния некоторых критериев теории подобия, зависящих от режима движения воды и геометрических размеров каналов, по которым она движется. Этого и следовало ожидать, поскольку классическая термодинамика, рассматривая теплообмен движущейся жидкости и газа со стенками каналов, по которым они перемещаются, как правило, обращается к теории конвективного теплообмена. Для этого вида теплообмена главным условием получения точных результатов является наличие надежных значений коэффициентов теплоотдачи α . Известно, что коэффициент α представляет собой количество теплоты, передаваемой в единицу времени единице поверхности твердого тела при разности температур между его поверхностью и жидкостью (газом) в $1K$ (размерность $\text{Дж}/\text{с}\cdot\text{м}^2\cdot\text{К}$, или $\text{Вт}/\text{м}^2\cdot\text{К}$). Величина коэффициента α зависит от множества факторов, среди которых физические свойства и параметры движущейся жидкости или газа, режим движения, форма и размер твердого тела и ряд других. Поэтому во многих случаях их определяют на натуральных объектах истинного размера или на моделях, рассчитывают на основании полученных различным путем аналитических зависимостей. Перенос полученных на моделях результатов на натурные объекты осуществляется с использованием критериального уравнения вида

$$Nu = f(Fo, Re, Gr, Pr).$$

Здесь: Nu, Fo, Re, Gr, Pr - соответственно, критерии Нуссельта, Фурье, Рейнольдса, Грасгофа и Прандтля.

Критерий подобия Нуссельта содержит в себе коэффициент α : $Nu = \alpha \cdot l / \lambda$, а входящие в приведенную выше функцию критерии Фурье, Рейнольдса, Грасгофа и Прандтля не при всех режимах движения играют существенную роль, поэтому их можно принять равными единице. Если жидкость или газ движется свободно, то исключается критерий Рейнольдса и критериальное уравнение приобретает вид: $Nu = f(Gr, Pr)$.

При стационарном режиме мал критерий Fo , поэтому $Nu = f(Re, Gr, Pr)$.

При вынужденном движении жидкости или газа незначительно значение свободной конвекции, поэтому можно упустить критерий Грасгофа: $Nu = f(Re, Pr)$.

Используя изложенные выше положения теории подобия, произведем некоторые расчетные обоснования параметров системы принудительного ускоренного формирования ТР вокруг горной выработки в период ее проходки. За-

ранее оговоримся, что технологический процесс строительства подготовительной горной выработки для подготавливаемого к выемке нового горизонта полностью исключает возможность охлаждения окружающего ее горного массива за счет затопления выработки, но допускает применение воды для орошения поверхности горной выработки после взрывных работ, после возведения временной и постоянной крепи, а также применение опережающих подготовительную выработку скважин, заполненных циркулирующей в них водой. Дополнительным условием, которое желательно учитывать при разработке схемы ускоренного принудительного формирования ТР, является минимизация расхода охлаждающей воды, необходимого для выноса тепла горного массива за заданный период времени при максимальной температуре воды, удаляемой из скважины или стекающей после орошения стенки горной выработки.

Приступая к расчету теплового режима подготовительной выработки, примем во внимание, что проходка выработки начнется в зоне, где тепловые условия нормальные и обеспечены, как правило, длительными периодом проветривания горных выработок действующего горизонта. Стенки горных выработок охлаждены за счет охлаждения движущегося по ним потока воздуха. Проходка выработки будет вестись с применением проходческого щита или буровзрывным способом. В качестве основного способа нормализации тепловых условий в подготовительной выработке глубокой шахты предусматриваем комплекс мероприятий, включающих применение таких средств:

- вынос тепла проветривающим выработку воздушным потоком;
- сокращение потока тепловой радиации из горного массива в призабойную рабочую зону выработки за счет применения радиационного кондиционера;
- сокращение теплопритока из горного массива в выработку за счет создания теплоуравняющей рубашки;
- охлаждение поверхности свежееобнаженных стенок горной выработки в зоне формирования ТР за счет интенсивного водяного орошения;
- охлаждение горного массива впереди забоя проводимой выработки.

Вынос тепла воздушным потоком, проветривающим горную выработку во время проходки, является широко используемым средством нормализации тепловых условий труда. Снижение температуры свежей вентиляционной струи, подаваемой в подготовительные выработки глубокой шахты, как правило, достигается за счет системы центрального и дополнительного местного охлаждения с помощью передвижных кондиционеров. Не останавливаясь на его особенностях, укажем лишь, что в период проходки выработки расход проветривающего ее воздуха значительно меньше, чем при использовании той же выработки в качестве воздухопровода в системе вентиляции шахты, поэтому вынос тепла невелик и не может рассматриваться как эффективное средство ускоренного формирования ТР вокруг проводимой выработки. Остальные 4 вида рекомендуемых мероприятий в практике нормализации тепловых условий в глубоких шахтах не применялись и для лучшего восприятия их сути нуждаются в коротких пояснениях. Сущность сокращения теплопритока из горного массива в подготовительную выработку за счет уменьшения тепловой радиации основывается на применении охлаждаемого экрана в призабойной части выработки.

Принцип действия, параметры и устройство радиационного кондиционера изложены в публикуемой в этом сборнике статье авторов “Способ и средства нормализации микроклимата горных выработок шахт в период их строительства”. В ней же приведены короткие сведения об охлаждении стенок горных выработок за счет их орошения. Что касается формирования теплоуравняющей рубашки, то этот термин не совсем точно раскрывает суть процессов теплообмена, поскольку касается последствий сформированной вокруг выработки охлажденной или нагретой оболочки горного массива.

Из трудов школы А. Н. Щербаня известно, что в период работы шахты при использовании горных выработок в качестве воздухопроводов вокруг них формируется ТР, играющая известную роль в сглаживании суточных и сезонных колебаний температуры поступающего в сеть горных выработок свежего воздуха. Экспериментальные наблюдения показали, что ТР формируется медленно и спустя десятилетие может иметь диаметр около 50 метров. Размер (диаметр) ТР по ходу струи неодинаков даже при постоянном сечении выработки и зависит от диапазона колебания температур и расхода воздуха в выработке. Образование ТР вокруг выработки на глубоких горизонтах, где имеют место высокие температуры пород горного массива, сопровождается выделением в атмосферу горной выработки значительного количества тепла, но в дальнейшем образовавшаяся вокруг выработки зона охлажденных горных пород играет роль дополнительного термического сопротивления на пути теплового потока из недр Земли и снижает теплоприток в выработку. Детальных исследований и аналитической оценки степени влияния ТР на тепловые условия в горных выработках шахты не производилось. Причинами этого можно считать сравнительно небольшое влияние ТР на микроклимат горных выработок на переходных глубинах ведения горных работ, невысокую стоимость электроэнергии, расходуемой на охлаждение воздуха в шахтах, а также высокую трудоемкость и сложность выполнения расчетов с использованием созданной школой А. Н. Щербаня математической модели процесса теплообмена при формировании ТР. За последние десятилетия существенно изменилась ситуация с оснащенностью научных, проектных организаций и учебных заведений Украины современной вычислительной техникой, что в значительной степени облегчило выполнение ранее недоступных инженерных расчетов. Благоприятствующей проведению предварительных вариантных расчетов по выбору оптимального решения задачи нормализации тепловых условий в глубоких шахтах является разработка математических систем решения сложных научных и прикладных задач (MathCad, MathLab, MAPLE).

Поскольку основной задачей нормализации тепловых условий в горных выработках является обеспечение требуемой ПБ температуры воздуха 26°C , то в глубоких шахтах всегда идет речь о том, чтобы отвести часть содержащегося в оболочке породного массива тепла и понизить температуру стенки выработки. При этом на каком-то расстоянии от стенки горной выработки температура пород горного массива остается неизменной, равной естественной температуре горных пород на глубине расположения выработки. Образовавшийся слой оболочки частично охлажденных пород горного массива представляет собой тер-

мическое сопротивление для теплового потока из породного массива в горную выработку, величина этого потока падает по мере увеличения размера тепловой рубашки, а температура по радиусу рубашки изменяется по логарифмическому закону. Понятно, что пока будет существовать разность температур горного массива и воздуха в горной выработке, будет существовать тепловой поток в выработку, но задача состоит в том, чтобы отвести по возможности больше тепла оболочки горного массива за счет орошения стенки горной выработки водой, не оставляя выполнения этой функции воздуху, имеющему несравненно меньшую теплоемкость при небольшом коэффициенте теплообмена. Для охлаждения пород оболочки надо доставить холод. Воздух с этой функцией справляется плохо, нагревается за счет адиабатического сжатия, дополнительное снижение его температуры, как правило, требует наличия холодильных машин, вода же может иметь пониженную температуру в водоеме на-гора, в водоносных горизонтах горных пород. Холод воды может быть бесплатным, хотя доставка его может потребовать значительных затрат энергии для привода насосов. Задача определения оптимальных размеров теплоуравнивающей рубашки требует учитывать требование ее формирования за приемлемый промежуток времени, определить радиус рубашки по минимальному притоку тепла в выработку при минимальной стоимости получения и доставки холода и оказывается непростой для решения.

Выполненные нами расчеты показывают, что для образования теплоуравнивающей рубашки с логарифмическим законом распределения температур горного массива радиусом 20 м вокруг типовой для угольных шахт Донбасса выработки сечением 14.4 м^2 потребуется удалить из него 5.2 млн. ккал тепла на каждый метр длины выработки. Если принять скорость проведения выработки 4 м/сутки, то суточный вынос тепла составит 21 млн. килокалорий. Температура горных пород свежесобранного массива при ведении взрывных работ принимается равной естественной температуре массива на данной глубине. Для рассматриваемой выработки на глубине 1500 м она составляет 52°C . Для выноса на-гора такого количества тепла в летнее время потребуется подача около 700 тонн воды в сутки или 500 л/мин. Конечно, это огромный приток воды для одной выработки. Следует принять во внимание тот факт, что преследуется цель интенсивного орошения поверхности выработки, поэтому вода должна распыляться в зазорах над поверхностью кондиционера около 70 м^2 , попадать в две водосборные канавки (по одной с каждой стороны) и тут же откачиваться и насосом. Такую задачу можно признать технически разрешимой без угрозы потопа для горнорабочих, находящихся под защитой экрана кондиционера. Однако большое количество отепленной воды в выработке сопряжено с интенсивным парообразованием, высокой влажностью воздуха, а конденсация пара на внутренней холодной поверхности кондиционера может привести к интенсивному капезу на находящихся под ним горнорабочих. Кроме того, существует опасность, что разбрызгиваемая форсунками вода не сможет орошать значительную часть поверхности выработки по площади контактов кондиционера со стенками выработки, вследствие чего теплосъем и охлаждение массива уменьшится. В процессе охлаждения стенок выработки изменяются параметры про-

цесса теплообмена, в том числе коэффициент нестационарного теплообмена. Поэтому решению задачи оптимизации должны предшествовать расчеты параметров входящих в нее составляющих, а по ряду не поддающихся расчету параметрам, наряду с математическим, применить физическое моделирование. Выполненные нами предварительные расчеты показывают, что для формирования ГР выработки при скорости проведения хотя бы 2 метра в сутки длина радиационного кондиционера 8 м недостаточна. В то же время по условиям безопасности работ во избежание обрушения пород кровли нельзя оставлять большую длину подготовительной выработки незакрепленной. Применив анкерование пород кровли, с этой опасностью можно справиться, но наличие длинного экрана в подготовительной выработке и необходимость его перемещения перед очередным циклом взрывных работ представляет дополнительные сложности в проходке и снижает темп проведения выработки. Кроме того, охлаждение породного массива стенок за экраном не решает проблемы охлаждения пород груди забоя, а совместить ее орошение и бурение скважин не представляется возможным. Поэтому встал вопрос об охлаждении пород горного массива по трассе проходки выработки впереди груди забоя за счет применения опережающих скважин.

Рассчитывать на ускоренное создание щитов с образованием опережающей кольцевой щели по периметру выработки, пригодной для циркуляции охлаждающей горной воды, или шагающей крепи с охлаждающим экраном на ней также не приходится. Сократить тепловую нагрузку на кондиционер, уменьшить температуру поверхности горных пород в зоне размещения кондиционера, уменьшить количество воды, контактирующей с атмосферой призабойного пространства выработки можно, применив схему опережающего охлаждения горного массива по трассе проходки. Эта операция может быть осуществлена с помощью веера скважин, буримых по контуру периметра проводимой выработки, либо с помощью одной-двух скважин повышенного диаметра, пробуренных по центру выработки.

Сравнение приведенной в [6] методики теплового расчета бурящихся скважин с таковой для расчета теплообмена в горных выработках выявило их полную идентичность.

Поэтому выясним, какой эффект может быть получен при использовании стандартных буримых в шахтах для целей дегазации, разведки и проветривания выработок скважин диаметром 100, 300 и 600 мм. Заранее оговоримся, что эти скважины будут использоваться для создания непрерывного потока воды, поэтому при расчете скорости движения воды живое сечение водяного потока не может быть больше половины площади сечения скважины. Расчеты выполнены с применением аппарата MathCAD 11 Enterprise и приведены ниже на рис.1. Для скважины диаметром 0.1 м приведены исходные данные, расчетные зависимости для скорости движения воды 0.1, 0.5, 1 и 2 м/с, графики изменения коэффициента теплоотдачи. Результаты расчета в виде таблицы для каждой скорости в том виде, как их выдает ПЭВМ, для сокращения объема статьи изъят.

Расчет коэффициентов теплоотдачи для скважины диаметром 0.1 м при t воды 2-40 °C
 $\theta = 5$ $v_1 = 0.1$ $v_2 = 0.5$ $v_3 = 1.0$ $v_4 = 2.0$ $d = 0.1$

$$f1(\theta) := (1190 + 21.4\theta) \cdot \frac{v_1^{0.8}}{d^{0.2}} \qquad f2(\theta) := (1190 + 21.4\theta) \cdot \frac{v_2^{0.8}}{d^{0.2}}$$

$$f3(\theta) := (1190 + 21.4\theta) \cdot \frac{v_3^{0.8}}{d^{0.2}} \qquad f4(\theta) := (1190 + 21.4\theta) \cdot \frac{v_4^{0.8}}{d^{0.2}}$$

$$A0 := 1190 + 21.4\theta$$

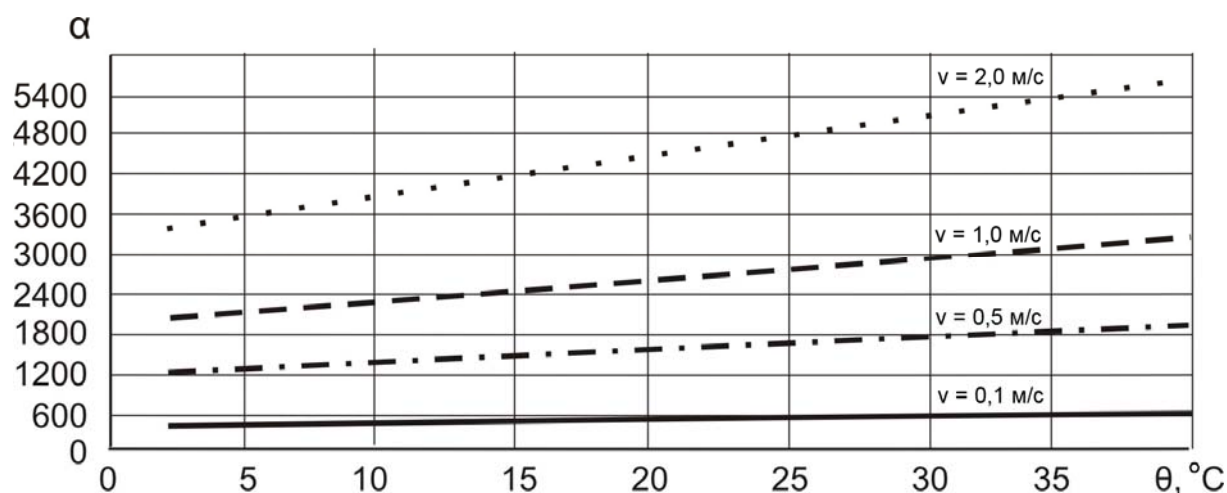
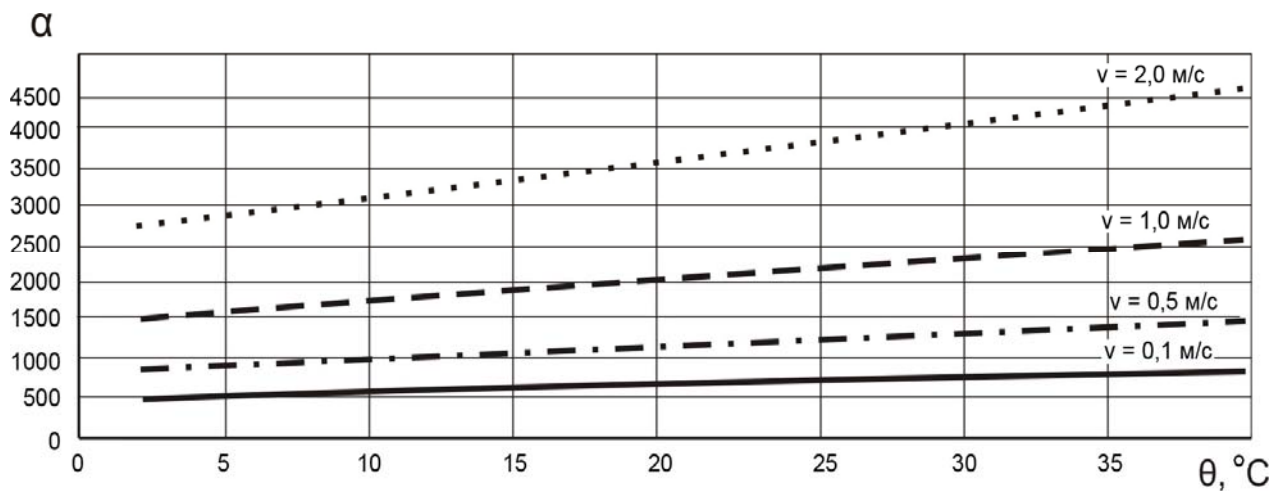


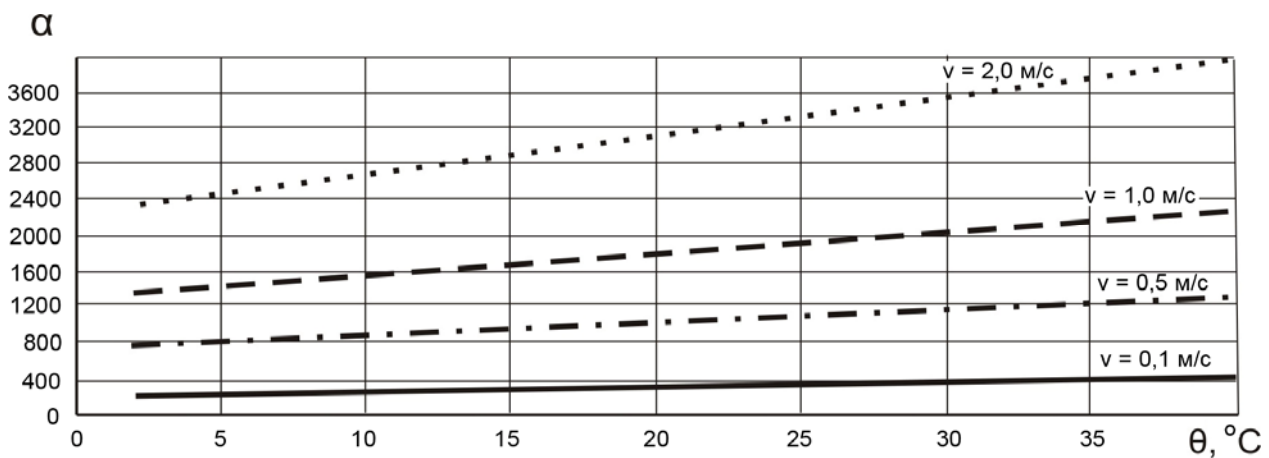
Рис.1. Характер изменения коэффициента теплоотдачи стенки скважины диаметром 0.1 м в зависимости от скорости движения и температуры воды
 f1 for $v=0.1$ m/s; f2 for $v = 0.5$ m/s; f3 for $v=1$ m/s; f4 for $v = 2$ m/s.

На рис. 2 приведены результаты расчета коэффициентов теплоотдачи скважин диаметром 0.3 и 0.6 м и тех же скоростей движения и температуры воды.

Авторы намерены в одной из последующих публикаций привести результаты расчетов и рекомендации по области применения метода создания теплоуравнивающей рубашки с помощью охлаждения стенок выработки в призабойном пространстве, тепловыноса из опережающих забой скважин и их комбинации, и надеются, что целенаправленное формирование теплоуравнивающих рубашек горных выработок позволит эффективно, с минимальными затратами средств и времени решать задачу обеспечения нормального микроклимата для ведения горных работ в глубоких шахтах при относительно небольших расходах холода на охлаждение рудничного воздуха.



а) Сквжина диаметром 0.3 метра



б) Сквжина диаметром 0.6 м

Рис. 2. Зависимость коэффициента теплоотдачи стенки скважин от скорости движения и температуры воды

Список литературы

1. Бойко В.А. Структура и математическая модель системы охлаждения горного массива глубокой шахты //Науковий вісник НГУ.- Днепропетровск, 2004.- №9.- С. 63-69.
2. Гутенберг Б. Физика земных недр.- М.:Изд-во иностр. литературы, 1963.- 263 с.
3. Щербань А. Н., Кремнев О. А. Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. Том 1,2. Издат. АН УССР, К., 1959. - 430 с, 1960.-348 с.
4. Щербань А. Н., Кремнев О. А., Журавленко В. Я. Руководство по регулированию теплового режима шахт. - М.: Недра, 1977.- 359 с.
5. Бойко В. А. Перспективы и пути создания энерготехнологических комплексов в Донецком бассейне //Науковий вісник НГУ.- Дніпропетровськ, 2005. -№8. -С.13-16.
6. Щербань А. Н., Цырульников А. С., Мерзляков Э. И., Рыженко И. А. Системы извлечения тепла земной коры и методы их расчета. –К.: Наукова думка, 1986.-238 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 05.05.09*

ДОСЛІДЖЕННЯ НЕСТАЛИХ ГАЗОДИНАМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ У ПРИЗАБІЙНОМУ ПРОСТОРІ ВИДОБУВНОЇ ДІЛЬНИЦІ

Досліджені газодинамічні процеси при управлінні витратами повітря у вентиляційній мережі вугільної шахти. Запропоновані рішення, що дозволяють прогнозувати „сплески” концентрації метану при регулюванні витрат повітря на видобувній дільниці вугільної шахти та підвищити безпеку праці гірників.

Исследованы газодинамические процессы при управлении расходом воздуха в вентиляционной сети угольной шахты. Предложены решения, которые позволяют прогнозировать „всплески” концентрации метана при регулировании расхода воздуха на добычном участке угольной шахты и повысить безопасность работы горняков.

It is investigated the gas dynamic processes during the regulation of air expenditure in the ventilation network of coal mine. It is proposed the decisions, which help to forecast the "splashes" of metan concentration during the regulation of air expenditure on the extracting sector of coal mine and increase the safety of the work of miners.

Вступ. Безпека ведення гірничих робіт багато в чому визначається ефективністю роботи вентиляційної системи вугільних шахт, небезпечних за виділеннями метану. Питанням управління провітрюванням шахт із урахуванням динаміки надходження метану постійно приділяється увага науководослідними, проектно-конструкторськими, навчальними установами, як в Україні, так і за кордоном.

Зусиллями ряду установ (НГУ, ІГТМ АН України, Доннту, МакНДІ й ін.) була створена підсистема диспетчерського контролю та управління провітрюванням вугільних шахт „АТМОС”, що дозволяє робити перерозподіл повітря по гірничих виробках з урахуванням газової обстановки на видобувних дільницях.

Однак дотепер недостатньо досліджені аерогазодинамічні процеси при перерозподілі повітря у вентиляційній мережі, методи управління провітрюванням вугільних шахт по газовому фактору не досить ефективні, потрібна доробка придатних для газових шахт технічних засобів управління провітрюванням видобувних дільниць, що стримує рішення зазначеної проблеми.

Аналіз досліджень газодинамічних явищ у вугільних шахтах [1] показує, що перехідні процеси, що протікають на видобувній дільниці, у своїй основі мають швидкоплинні процеси зміни тиску, які викликають появу перехідних процесів по дебіту повітря, а останні - появу перехідних газодинамічних процесів. З іншого боку відомо [2], що різка зміна тиску, що виникає у процесі управління провітрюванням, може привести до появи перехідних газодинамічних процесів, що випереджають перехідні процеси по дебіту повітря, викликаних реакцією виробленого простору на швидкоплинні перехідні процеси по тиску.

У Донецькому та Львівсько-Волинському басейнах широко поширена схема провітрювання з послідовним розведенням шкідливих домішок повітря і

відводом вихідного струменя на масив вугілля при висхідному провітрюванні лави, зворотноточним рухом свіжого й вихідного вентиляційного струменів видобувної дільниці. Така схема провітрювання при основному газовиділенні із супутників передбачає наявність вироблених просторів з високою газонасиченістю, що обмежує навантаження на очисний вибій в умовах істотного газовиділення з виробленого простору через появу «сплесків» концентрації метану у верхній частині лави при управлінні розподілом повітря [3,4]. Виходячи з вищевикладеного, у даній роботі розглядаються найбільш несприятливі для регулювання витрати повітря по газовому фактору видобувній дільниці, які відпрацьовують зворотним ходом із зворотноточною схемою провітрювання й високою газонасиченістю вироблених просторів.

Метою цієї роботи є опис несталих газодинамічних процесів у призабійному просторі видобувної дільниці при управлінні провітрюванням.

Викладення основного матеріалу. Кінцева мета управління розподілом повітря - забезпечення безпечних режимів провітрювання видобувних дільниць, регламентованих Правилами безпеки. У сталому режимі провітрювання газова обстановка на вихідному струмені з лави:

$$C = \frac{q_{yч}}{q_{yч} + Q} \cdot 100, \% \quad (1)$$

де C - вміст метану у вихідному струмені, %; Q - витрата повітря на видобувній дільниці, $\text{м}^3/\text{з}$; $q_{yч}$ - дебіт метану на видобувній дільниці, $\text{м}^3/\text{с}$.

Дебіт метану на видобувній дільниці складається з шістьох доданків за первинними джерелами газонадходження:

$$q_{yч} = q_y + q_{on} + q_k + q_{kn} + q_n + q_{en} \quad (2)$$

де q_y - газовиділення з відбитого вугілля, що перебуває в межах лави (на конвеєрі й навантажувальному пункті); q_{on} - газовиділення з оголеної поверхні шару; q_k - газовиділення із зони роботи комбайна (зони руйнування); q_{kn} - газовиділення з покрівлі й ґрунту призабійного простору; q_n - газонадходження зі свіжим струменем повітря; q_{en} - газовиділення з виробленого простору.

Витрати повітря на видобувній дільниці у свою чергу характеризуються факторами, які в остаточному підсумку впливають на перехідні газодинамічні процеси:

- кратність зміни дебіту повітря

$$K = \frac{Q_k}{Q_n} \quad (3)$$

де Q_n - витрата повітря на видобувній дільниці до початку регулювання, $\text{м}^3/\text{с}$; Q_k - витрата повітря на видобувній дільниці після закінчення перехідного процесу, що виник у процесі регулювання;

- градієнт зміни дебіту повітря

$$\text{grad}Q_t = \frac{Q_k - Q_n}{tn} \quad (4)$$

де t_n - час перехідного процесу при зміні витрати повітря від початкової величини Q_n до кінцевої (заданої) Q_k , що досягається в результаті регулювання;

- знак зміни витрати повітря (зменшення або збільшення витрати повітря);

У наведеному переліку факторів не бере участь у явному вигляді динаміка зміни тиску на видобувній дільниці, тому що вона в неявному входить в інші параметри (початкова витрата повітря, кратність зміни й градієнт зміни витрати повітря й ін.).

Становить інтерес розглянути вплив на газодинамічний процес на видобувній дільниці двох умовних груп факторів - незалежних від швидкоплинних перехідних процесів по тиску й залежних від них. У першу групу включаються джерела газонадходження в призабійний простір q_{np}

$$q_{np} = q_y + q_{on} + q_k + q_{kn} \quad (5)$$

і газонадходження зі свіжим струменем q_n , а друга група - це газовиділення з виробленого простору $q_{вп}$.

Для розгляду джерела газонадходження з відбитого вугілля приймемо схему з наступними допущеннями: за період перебування в лаві інтенсивність газовиділення з одиниці об'єму (маси) відбитого вугілля не змінюється; процес розглядається як стаціонарний (що справедливо при видобутку вугілля комбайном, тому що кожна порція вугілля, що видаляється, відразу замінюється новою); за рахунок турбулентної дифузії, метан, що виділився в атмосферу лави, переміщується рівномірно в перетині лави; повітря, що надходить у лаву не містить метану.

Відомо, що газовиділення з відбитого вугілля визначається середньою швидкістю дегазації $\varphi = \frac{d\omega}{dt}$, що визначається різницею газоносностей при сорбційній рівновазі ω_0 й залишкової газоносності ω_i за розглянутий проміжок часу τ_i :

$$\varphi = \frac{d\omega}{dt} = \frac{\omega_0 - \omega_i}{\tau_i} \quad (6)$$

За умови безперервної роботи видобувного комбайна, його продуктивність звичайно визначається формулою:

$$p = \frac{m \cdot \gamma \cdot r \cdot x}{t} \quad (7)$$

де γ (т/м³) – об'ємна вага вугілля в масиві; m - потужність вугільного шару, м; r - величина захвату видобувної машини, м; x - координата знаходження комбайна в лаві; t - час роботи видобувної машини, с.

Тоді виділення метану в одиницю часу складе:

$$q_{CH_4} = \varphi \cdot p \quad (8)$$

Оскільки координата x знаходження комбайна в лаві змінюється в межах $0 \leq x \leq l$, де l - довжина лави, то час переміщення добутого вугілля від місця знаходження комбайна до пункту навантаження на відкаточному штреку складе

$t = \frac{x}{v}$, де v - середня швидкість переміщення вугілля по конвеєру, м/с. Тоді маса вугілля, що перебуває в призабійному просторі лави складе:

$$M = p \cdot \frac{x}{v} \quad (9)$$

а газовиділення з нього в одиницю часу:

$$q(t) = p \cdot \frac{x}{v} \cdot \varphi \quad (10)$$

Відповідно до прийнятого вище допущеннями, що повітря, яке надходить у лаву чисте, а метан, що виділився з вугілля, рівномірно перемішується в призабійному просторі за рахунок турбулентної дифузії, з умови збереження кількості речовини можна записати наступне диференціальне рівняння балансу газу в призабійному просторі в процесі регулювання (зміни витрати повітря):

$$q \cdot dt - (Q_v + q) \cdot C_m \cdot dt = V \cdot dC_m \quad (11)$$

де $q \cdot dt$ - кількість метану, що виділився в призабійний простір з вугілля, що рухається на конвеєрі за час dt ; $(Q_v + q) \cdot C_m \cdot dt$ - кількість метану, що винесена вихідним струменем з лави за час dt ; $V \cdot dC_m$ - зміна кількості метану в об'ємі призабійного простору лави.

Інтегруючи рівняння (11) при початковій умові $t = 0$ і $C = C_0$ одержимо:

$$C_m = C_l + (C_0 - C_l) \cdot \exp\left(-\frac{Q_v + q}{V} \cdot t\right) \quad (12)$$

де $C_l = \frac{q}{Q_v + q}$ - концентрація метану в будь-якій точці по довжині лави

$0 \leq x \leq l$.

Максимальне значення концентрації метану $C_{l \max}$ буде в точці $x = l$ (при роботі комбайна в зоні сполучення лави з вентиляційним штреком). З урахуванням прийнятої умови, що повітря яке надходить у лаву не містить метану ($C_0 = 0$), одержуємо:

$$C_{l \max} = \frac{q}{Q_v + q} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{Q_v + q}{V} \cdot t\right)\right] \quad (13)$$

При зміні витрати повітря за лінійним законом (4) дебіт метану у вихідному струмені під час регулювання складе при збільшенні витрати повітря на дільниці:

$$q_y^+ = \frac{q}{Q_H + gradQ \cdot t + q} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{Q_H + gradQ \cdot t + q}{V} \cdot t\right)\right] \cdot (Q_H + gradQ \cdot t) \quad (14)$$

і при зменшенні від Q_K до Q_H :

$$q_y^- = \frac{q}{Q_K - gradQ \cdot t + q} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{Q_K - gradQ \cdot t + q}{V} \cdot t\right)\right] \cdot (Q_K - gradQ \cdot t) \quad (15)$$

Метановиділення в призабійний простір з оголеної поверхні шару залежить від багатьох природних гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів, що характеризують розроблювальний шар. При розгляді фактора метановиділення з оголеної поверхні шару приймемо наступні допущення: комбайн у лаві не працює; свіже повітря, що надходить у лаву, метану не містить; наростання метану по довжині лави рівномірне, газовиділення з одиниці оголеної поверхні шару в момент її оголення $q_0, м^3 / м^2 \cdot с$.

Тоді газонадходження по довжині лави складе:

$$q_{л} = q_0 \cdot m \cdot l \quad (16)$$

де m - потужність вугільного шару, м; l - довжина лави, м.

Рівняння балансу метану з урахуванням виносу його на вентиляційний штрек:

$$q_{л} \cdot dt - (Q_{в} + q_{л}) dt \cdot C'_{м} = V \cdot dC'_{м} \quad (17)$$

де $q_{л} \cdot dt$ - кількість метану, що виділився в лаву з оголеної поверхні шару за час dt ; $(Q_{в} + q_{л}) dt \cdot C'_{м}$ - кількість метану, винесеного вихідним струменем повітря за час dt ; $V \cdot dC'_{м}$ - зміна кількості метану в об'ємі лави.

Рішення рівняння (14) при початкових умовах $t = 0$; $C = C_0 = 0$ має вигляд:

$$C'_{он} = C_{м} \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{Q_{в} + q_{л}}{V} t\right) \right] \quad (18)$$

де $C_{м} = \frac{q_{л}}{Q_{в} + q_{л}}$, - концентрація метану по довжині лави $0 \leq x \leq l$.

При зміні дебіту повітря на видобувній дільниці, дебіт метану у вихідному вентиляційному струмені під час регулювання складе: при збільшенні кількості повітря від $Q_{н}$ до $Q_{к}$ з $gradQ_t$:

$$q_{он}^+ = \frac{q_{л}}{Q_{н} + gradQ \cdot t + q_{л}} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{Q_{н} + gradQ \cdot t + q_{л}}{V} \cdot t\right) \right] \cdot (Q_{н} + gradQ \cdot t) \quad (19)$$

і при зменшенні від $Q_{к}$ до $Q_{н}$ з тим же градієнтом:

$$q_{он}^- = \frac{q_{л}}{Q_{к} - gradQ \cdot t + q_{л}} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{Q_{к} - gradQ \cdot t + q_{л}}{V} \cdot t\right) \right] \cdot (Q_{к} - gradQ \cdot t) \quad (20)$$

У зоні роботи видобувного комбайна, при природному розподілу повітря по перетину лави, концентрація метану може перевищити припустимі за ПБ норми, що пояснюється недостатньою кількістю повітря, яке проходить по комбайновій дорозі. Нерівномірність розподілу метану в зоні роботи комбайна залежить від швидкості руху повітряного струменя на комбайновій дорозі, від газоносності шару, типу видобувної машини, схеми її роботи й т.п. Тому, при розгляді газонадходження із зони роботи комбайна приймемо наступні допу-

щення: робочий процес комбайна безперервний, з постійною швидкістю різання вугілля; повітря що надходить у лаву не містить метану.

При безперервній роботі видобувного комбайна в очисному вибої звичайно інтенсивність газовиділення із зони руйнування вугілля визначається за формулою:

$$q_{CH_4K} = \frac{m \cdot r \cdot \gamma \cdot l \cdot \omega_0}{t} \quad (21)$$

Тоді рівняння газового балансу в об'ємі призабійного простору по фактору газовиділення із зони роботи комбайна запишемо у вигляді диференціального рівняння:

$$q_{CH_4K} \cdot dt - (Q_v + q_{CH_4K}) \cdot C_K dt = V \cdot dC_K \quad (22)$$

де $q_{CH_4K} \cdot dt$ - кількість метану, що виділився в лаву із зони руйнування вугілля за час dt ; $(Q_v + q_{CH_4K}) \cdot C_K dt$ - кількість винесеного з лави метану за проміжок часу dt ; $V \cdot dC_K$ - зміна кількості метану в об'ємі лави.

Рішення рівняння (22) при початкових умовах $t = 0$; $c = c_0 = 0$ (з урахуванням прийнятого допущення, що повітря, яке поступає у лаву не містить метану) буде мати вигляд:

$$C_K = C_K^l \cdot \left[1 - \exp\left(-\frac{Q_v + q_{CH_4K}}{V} t\right) \right] \quad (23)$$

де $C_K^l = \frac{q_{CH_4K}}{Q_v + q_{CH_4K}}$ - концентрація метану, що виділився при роботі комбайна.

Дебіт метану із зони роботи комбайна у вихідному струмені під час регулювання з постійним градієнтом $gradQ \cdot t$, при збільшенні витрати повітря складе:

$$q_K^+ = \frac{q_{CH_4K}}{Q_H + gradQ \cdot t + q_{CH_4K}} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{Q_H + gradQ \cdot t + q_{CH_4K}}{V} \cdot t\right) \right] \cdot (Q_H + gradQ \cdot t), \quad (24)$$

а при зменшенні витрати повітря від Q_K до Q_H , дебіт метану складе:

$$q_K^- = \frac{q_{CH_4K}}{Q_K - gradQ \cdot t + q_{CH_4K}} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{Q_K - gradQ \cdot t + q_{CH_4K}}{V} \cdot t\right) \right] \cdot (Q_K - gradQ \cdot t) \quad (25)$$

При розгляді питання газонадходження в призабійний простір зі свіжим струменем повітря й газовиділення із ґрунту й покрівлі шару прийемо наступні допущення: у лаві немає газовиділення з відбитого вугілля (комбайн у лаві не працює); відсутнє газовиділення з лінії оголеної поверхні шару (вибій зупинений і дегазований); ґрунт і покрівля призабійного простору також не є джерелами метановиділення (розробляється одиночний шар, "супутників" немає). У цьому випадку, через відсутність джерел метановиділення в

призабійний простір, концентрація на вихідному струмені видобувної ділянки буде визначатися тільки метаном, що надходить зі свіжим струменем з підготовчих або очисних виробок, розташованих по ходу струменя до розглянутого очисного вибою.

У цьому випадку концентрація метану у вихідному вентиляційному струмені видобувної ділянки

$$C_{л} = C'_{н} = \frac{q_n}{Q_{в}} \quad (26)$$

де q_n - дебіт метану, що надходить у вибій зі свіжим струменем; $Q_{в}$ - витрата повітря, що надходить до ділянки.

При зміні витрати повітря за яким-небудь законом регулювання при незмінній концентрації метану у струмені, що надходить, дебіт метану виявиться пропорційним витраті повітря.

Наприклад, для лінійного закону зміни витрати повітря дебіт метану при збільшенні витрати повітря на видобувній ділянці складе:

$$q_n^+ = C_n \cdot (Q_n + gradQ \cdot t), \quad (27)$$

а при зменшенні від Q_k до Q_n з тим же градієнтом дебіт метану буде:

$$q_n^- = C_n \cdot (Q_k - gradQ \cdot t) \quad (28)$$

Внаслідок дії закону нерозривності струменя (розглядається випадок метаноповітряної суміші, що не стискається) кількість метану, що знаходиться в об'ємі лави V_{mn} , до й після регулювання буде незмінним і рівним:

$$q_n = C_n \cdot V_{mn} \quad (29)$$

Важливим компонентом газового балансу в призабійній зоні є спільний вплив на несталий вентиляційний процес надходження метану зі свіжим струменем, а також розподілене по довжині лави метановиділення $q_{он}$ із площини шару, ґрунту й покрівлі (тобто, джерел газонадходження, що не залежать від різкої зміни перепаду тиску в лаві). При розгляді приймемо допущення, що комбайн у лаві не працює, вугілля на конвеєрі немає. Тоді з умови збереження кількості газу можна записати наступне диференціальне рівняння балансу газу в призабійному просторі:

$$V \cdot dC'_m = (q_{кн} \cdot x + C_n \cdot Q_{в}) \cdot dt - (Q_{в} + q_{кн}) \cdot C'_m dt \quad (30)$$

де $(q_{кн} \cdot x + C_n \cdot Q_{в}) \cdot dt$ - кількість метану, що надійшов у лаву за час dt із ґрунту, покрівлі й шару вугілля $(q_{кн} \cdot x \cdot dt)$ та зі свіжим струменем повітря $(C_n \cdot Q_{в} \cdot dt)$; $(Q_{в} + q_{кн}) \cdot C'_m dt$ - кількість метану, що внесена струменем повітря з лави за час dt ; $V \cdot dC'_m$ - зміна кількості метану в об'ємі лави.

Рішення рівняння (27) при початкових умовах $t = 0$; $C = C_{мо}$ має вигляд:

$$C'_m = C_{л} + (C_{мо} - C_{л}) \cdot \exp\left(-\frac{Q_{в} + q_{кн} \cdot x}{V} \cdot t\right) \quad (31)$$

де $C_l = \frac{q_{kn} \cdot x + C_n \cdot Q_\beta}{Q_\beta + q_{kn} \cdot x}$ - концентрація метану по довжині лави, %, при $0 \leq x \leq l$.

Максимальне значення концентрації метану буде на сполученні лави з вентиляційним штреком у точці $x = l$, тоді

$$C_{M \max}^l = \frac{q_{kn} \cdot l + C_n \cdot Q_\beta}{Q_\beta + q_{kn} \cdot l} + (C_{mo} - \frac{q_{on} \cdot l + C_n \cdot Q_\beta}{Q_\beta + q_{kn} \cdot l}) \cdot \exp\left(-\frac{Q_\beta + q_{kn} \cdot x}{V} \cdot t\right) \quad (32)$$

При зміні витрати повітря за лінійним законом регулювання з постійним градієнтом (4), дебіт метану у вихідному струмені в перехідному процесі при збільшенні витрати повітря від Q_H до Q_K , буде:

$$(q_l + q_n)^+ = \left\{ \frac{q_{kn} \cdot l + C_n \cdot (Q_H + gradQ \cdot t)}{Q_H + gradQ \cdot t + q_{kn} \cdot l} + \left[C_{mo} - \frac{q_{kn} \cdot l + C_n \cdot (Q_H + gradQ \cdot t)}{Q_H + gradQ \cdot t + q_{kn} \cdot l} \right] \right\} \cdot \exp\left(-\frac{Q_K - gradQ \cdot t + q_{kn} \cdot l}{V} \cdot t\right) \cdot (Q_H + gradQ \cdot t), \quad (33)$$

а при зменшенні від Q_K до Q_H , з тим же градієнтом дебіт метану в лаві складе:

$$(q_l + q_n)^- = \left\{ \frac{q_{kn} \cdot l + C_n \cdot (Q_K - gradQ \cdot t)}{Q_K - gradQ \cdot t + q_{kn} \cdot l} + \left[C_{mo} - \frac{q_{kn} \cdot l + C_n \cdot (Q_K - gradQ \cdot t)}{Q_K - gradQ \cdot t + q_{kn} \cdot l} \right] \right\} \cdot \exp\left(-\frac{Q_K - gradQ \cdot t + q_{kn} \cdot l}{V} \cdot t\right) \cdot (Q_H - gradQ \cdot t) \quad (34)$$

Дотримуючись принципу суперпозиції, відповідно до формул (5), (14), (24) і (33), позначивши $gradQ = a$, одержимо формулу для визначення величини газовиділення в призабійному просторі при збільшенні витрати повітря від Q_H до Q_K :

$$q_{np}^+ = \left\{ C_x^l + (C_{mo} - C_x) \cdot \exp\left(-\frac{q_{np} + Q_H + a \cdot t}{V} \cdot t\right) \cdot (Q_H + a \cdot t) \right\} \quad (35)$$

де $C_x^l = \frac{q_{np} + C_n \cdot (Q_H + a \cdot t)}{q_{np} + Q_H + a \cdot t}$ - концентрація метану в будь-якій точці лави в будь-який момент перехідного процесу, а при зменшенні витрати повітря

$$q_{np}^- = \left\{ C_x^l + (C_{mo} - C_x^l) \cdot \exp\left(-\frac{q_{np} + Q_K - a \cdot t}{V} \cdot t\right) \cdot (Q_K - a \cdot t) \right\} \quad (36)$$

де $C_x^l = \frac{q_{np} + C_n \cdot (Q_K - a \cdot t)}{q_{np} + Q_K - a \cdot t}$ - концентрація метану в будь-якій точці лави в будь-який момент перехідного процесу.

Висновки. Таким чином, рівняння, наведені в даній роботі, дозволяють описати газодинамічні процеси в призабійній частині видобувної ділянки вугільної шахти по джерелах їхнього надходження при зміні витрати повітря, що протікає через дану ділянку.

Аналітичний опис газодинамічних процесів дозволяє прогнозувати величину "сплеску" концентрації метану й за результатами натурального експерименту визначати якісні характеристики провітрювання при регулюванні витрати повітря на видобувній ділянці вугільної шахти.

Використання результатів даної роботи при створенні систем управління провітрюванням видобувних ділянок дозволить поліпшити умови праці гірників і підвищити безпеку при роботі в небезпечних за газом вугільних шахтах.

Список літератури

1. Абрамов Ф.А., Бойко В.А. Автоматизация проветривания шахт. – К.: Наукова думка, 1967. – 310 с.
2. Голинько В.И., Иконников М.Ю. Исследование переходных аэрогазодинамических процессов в шахтной вентиляционной сети //Сборник научных трудов НГУ.- Днепропетровск.- 2006.- №26.- Том 2. – С. 81-89.
3. Абрамов Ф.А., Фельдман Л.П., Святный В.А. Моделирование динамических процессов рудничной аерологии. - К.: Наукова думка, 1981. - 280 с.
4. Звягильский Е.Л., Бокий Б.В., Касимов О.И. Влияние схем проветривания лав на частоту взрывов метана //Уголь Украины, 2008.- №7. – С. 18-21.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голиньком В.І.
Надійшла до редакції 09.04.09*

УДК 622.272.3 : 622.418 : 628.518

© В.А. Бойко, О.А. Бойко

СПОСОБ И СРЕДСТВА НОРМАЛИЗАЦИИ МИКРОКЛИМАТА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ В ПЕРИОД ИХ СТРОИТЕЛЬСТВА

Рассмотрены аспекты удаления избыточного тепла горного массива в призабойной части выработки с целью ускоренного формирования охлажденной теплоуравняющей рубашки.

Розглянуто аспекти видалення надлишку тепла гірничого масиву у привибійній частині виробки з метою пришвидченого формування охолодженої тепловирівнюючої оболонки.

The aspects of deleting of surplus heat of mining rocks in pri-face space of heading with the target of the speed-up creating of the chilled heatequalizing shell are considered.

В условиях кризиса мировой экономики перед Украиной неотвратимо встал вопрос о необходимости снижения расходов на обеспечение энергетических потребностей страны и поиске способов и средств снижения зависимости от импорта энергоносителей.

В соответствии с утвержденной Кабинетом Министров Украины 'Энергетической стратегией Украины на период до 2030 года', основными источниками энергии для Украины теперь и на ближайшие десятилетия будут уголь и уран. В обычных условиях производство электроэнергии на АЭС Украины покрывало треть ее потребности, в наступивших кризисных обеспечивает половину потребления электроэнергии. Украина могла бы, по примеру Франции, наращивать производство электроэнергии на АЭС, но для этого у нее нет материальной базы строительства реакторов и производства теплообразующих элементов. Уголь Украине нужен для коксохимии, теплоэнергетики и отопления значительной части жилого фонда. В первом квартале 2009 года, в связи с сокращением спроса мирового рынка на металл, значительно сократилось промышленное потребление угля. Правительство решает вопросы стабилизации потребления угля, выделило финансирование на поддержку угольной промышленности, обсуждается вопрос о возможном возвращении приватизированных шахт в государственную собственность.

Запасы угля в Донбассе достаточны для удовлетворения потребностей в 160-180 млн. тонн в год в течение более 500 лет. Трудности на пути добычи угля на требуемом уровне заключаются в том, что уже в настоящее время 42 шахты Донбасса работают на глубинах более 1000 м, а 4 шахты превысили глубину разработки 1400 м, где температура горных пород составляет 45⁰С. К моменту обретения Украиной независимости 57 шахт для обеспечения нормальных условий труда шахтеров имели центральные системы кондиционирования воздуха. За годы независимости Украины такие системы остались и действуют только на 2 шахтах, остальные бесследно исчезли. Украина не производила и не в состоянии налаживать производство холодильных машин для систем центрального кондиционирования воздуха, а для добычи угля в глубоких шахтах требуются холодильные установки большой мощности. Германия для охлаждения воздуха на угольных шахтах на глубинах 1300-1400м эксплуатирует холодильные установки мощностью 8-10 МВт холода. Германия производит эти установки и имеет возможность их поставки Украине, но Украина не кредитоспособна. Поэтому для строительства шахт по добыче угля на больших глубинах требуется изыскать доступные для бедной страны способы и средства создания приемлемых метеорологических условий труда шахтеров, кратко именуемых рудничным микроклиматом.

Некоторые аспекты решения этой задачи приводятся ниже и базируются на следующих направлениях:

- защита горнорабочего от инфракрасного излучения свежевскрытых выработками пород нагретого горного массива;
- интенсивный отвод тепла свежевскрытого горного массива, окружающего выработку, за счет водоорошения стенок выработки;
- предварительный отвод тепла горного массива впереди груди забоя по трассе проходки горной выработки.

Итогом выполнения мероприятий двух последних пунктов должно явиться ускоренное формирование теплоуравняющей рубашки вокруг горной выра-

ботки, имеющей повышенную величину геотермической ступени и, как следствие, пониженную величину теплового потока в горную выработку.

Сущность защиты горнорабочего от потока инфракрасного излучения излагается ниже. Поскольку максимальная температура горных пород на предельных разведанных глубинах залегания угольных пластов находится в диапазоне до 75°C , то на всей глубине отработки угольных пластов излучение будет происходить в инфракрасном диапазоне (длина волны до 800 мкм), а интегральная плотность излучения определится в соответствии с законом Стефана – Больцмана: $E = \sigma \cdot T^4$.

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

Интенсивность облучения человека определяется зависимостью:

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

Здесь: S_h и T_h , соответственно, площадь облучаемой поверхности и температура тела человека, принимаемые в расчетах 1.6м² и 36.6⁰С. Из расчета по этой зависимости следует, что при температуре стенки выработки 26⁰С, равной нормируемой ПБ в угольных шахтах температуре воздуха, обнаженный горнорабочий может излучать в горную выработку поток инфракрасного излучения мощностью около 160 Вт. При абсолютной температуре стенки 310 К интенсивность инфракрасного излучения человека падает до нуля, а на глубине 1800м, где естественная температура пород горного массива достигает 75⁰С, следует ожидать облучения горняка потоком излучаемой массивом энергии 400 Вт.

$$S_h := 1.6 \quad \sigma := 0.000000056$$

$$T_h := 310 \quad T_s := 285..315$$

$$T := 310..350$$

$$f(T_s) := S_h \cdot \sigma \cdot (T_s^4 - T_h^4)$$

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

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

$f(T_s)$ – интенсивность облучения человека при наличии охлаждаемого экрана кондиционера

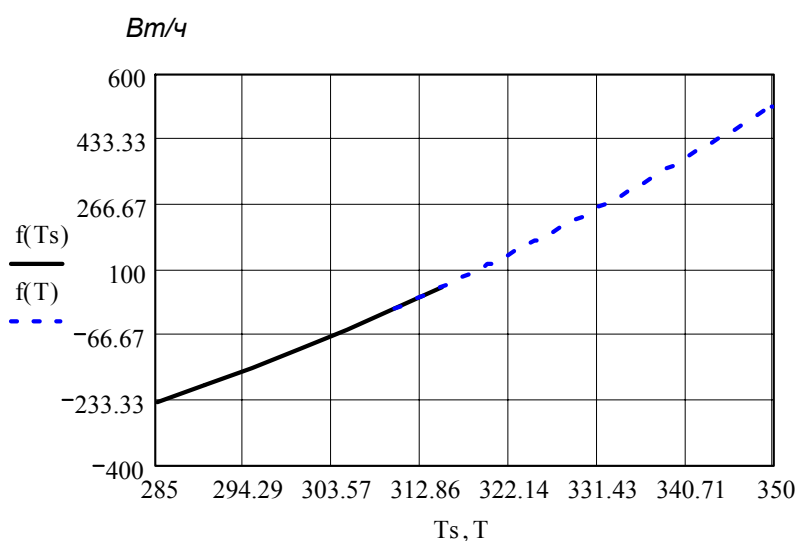


Рис.1. Изменение интенсивности ИФК облучения человека в горной выработке при наличии охлаждаемого экрана и без него

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

При испытаниях радиационного кондиционера "Луч" единственным источником холода для его работы являлась холодная вода тающего льда, доставлявшегося из ледохранилища на дневной поверхности в трехтонных вагонетках. Запас холода одной вагонетки льда при таянии и нагреве воды до 30°C не превышал 250-300 тысяч килокалорий, но его хватало для обеспечения нормальных тепловых условий труда в забое проводимой выработки в течение одной смены, что свидетельствует о высокой эффективности радиационного способа нормализации теплового режима в забое горной выработки.

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

- повысить безопасность работ в призабойном пространстве за счет выполнения функции временной крепи и защиты от механического травмирования проходчиков падающими обломками горных пород;

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

Оценка интенсивности отвода тепла и скорости охлаждения стенки горной выработки при орошении ее водой затруднительна из-за слабой изученности этого сложного процесса. В полностью заполненной водой выработке коэффициент теплоотдачи считается равным бесконечности. Степень заполнения водой пространства выработки между экраном и стенками горных пород является величиной неизвестной и случайной, а коэффициенты теплоотдачи и теплопередачи быстро изменяются во времени из-за охлаждения орошаемой стенки выработки. Изменение коэффициента теплопередачи достаточно хорошо изучено и описано школой А. Н. Щербаня, но объектом ее исследований явился преимущественно процесс теплообмена между стенкой горной выработки и движущимся по выработке воздухом. Даже в этом случае не удалось дать общее описание процесса теплообмена и пришлось разработать аналитический аппарат расчета коэффициента нестационарного теплообмена для выработок, проветриваемых до года, более года и более 10 лет. Разработанные школой А.Н. Щербаня методики расчета параметров теплообмена в горных выработках [1] учитывают аэродинамические характеристики воздушных потоков, шероховатость выработок, наличие крепи, но, к сожалению, непригодны ни для пленочного течения воды по стенке выработки, ни для струйного их орошения.. Расчетные величины коэффициентов теплоотдачи горных выработок, полученные по этим методикам, находятся в пределах до $30\text{-}40 \text{ ккал}/\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}$.. Классическая литература по теплотехнике [2] приводит для течения воды в трубах величины коэффициентов теплоотдачи в пределах $1000\text{-}1200 \text{ Вт}/\text{м}^2 \cdot \text{К}$. Соотношение между приведенными единицами измерения величины коэффициента теплоотдачи в расчетах принимается $1.16 \text{ Вт}/\text{м}^2 \cdot \text{К} = 1 \text{ ккал}/\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{C}$.. Тот факт, что оросительное охлаждение распыленной водой значительно повышает эффективность теплообмена, общепризнан и подтвержден практикой применения мокрых теплообменников в горных выработках для систем центрального охла-

ждения воздуха при подземном расположении турбокомпрессоров и конденсаторов холодильных установок. Мокрые теплообменники применяются здесь для охлаждения нагретой в конденсаторе воды за счет подачи ее в форсуночные водораспылители теплообменника на исходящей струе воздуха. Применение мокрых теплообменников позволило в десятки раз, по сравнению с сухими, сократить поверхность теплообмена и создать компактные конструкции, пригодные по габаритам для перемещения и размещения в горных выработках. Интенсивность теплообмена сильно зависит от скорости движения воздуха, соотношения температур поверхности стенки выработки и точки росы воздуха, определяющих возможность процесса испарения воды. В [3] указаны условия, при которых коэффициент теплоотдачи близок к бесконечности, а коэффициенты нестационарного теплообмена и теплоотдачи равны между собой. В приводимых ниже предварительных расчетах будем считать, что в пространстве между поверхностью экрана и стенкой выработки отсутствует ощутимое движение воздуха и условия для испарения воды, поэтому коэффициент теплоотдачи стенок выработки не может превысить таковой для случая движения воды в трубе, то есть возрастет, по сравнению с коэффициентом теплоотдачи для воздуха, не более чем в 50-100 раз. Понятно, что даже при идеальных условиях теплосъема на поверхности стенки горной выработки степень и время охлаждения пород тепловой рубашки будут зависеть от размера ее радиуса, величины перепада температур стенки выработки и естественной температуры горного массива и теплофизических свойств пород горного массива.

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

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

$$F := 14.4 \quad U := 3.8 \cdot \sqrt{F} \quad r_0 := 2 \frac{F}{U} \quad r_1 := 5 \quad t_v := 25 \quad t_1 := 40 \quad t_2 := 50 \quad t_3 := 60 \quad t_4 := 70 \quad r := 2..5$$

$$f_1(r) := t_1 - (t_1 - t_v) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)}{\ln\left(\frac{r_0}{r_1}\right)} \quad f_2(r) := t_2 - (t_2 - t_v) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)}{\ln\left(\frac{r_0}{r_1}\right)}$$

$$f_3(r) := t_3 - (t_3 - t_v) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)}{\ln\left(\frac{r_0}{r_1}\right)} \quad f_4(r) := t_4 - (t_4 - t_v) \cdot \frac{\ln\left(\frac{r}{r_1}\right)}{\ln\left(\frac{r_0}{r_1}\right)}$$

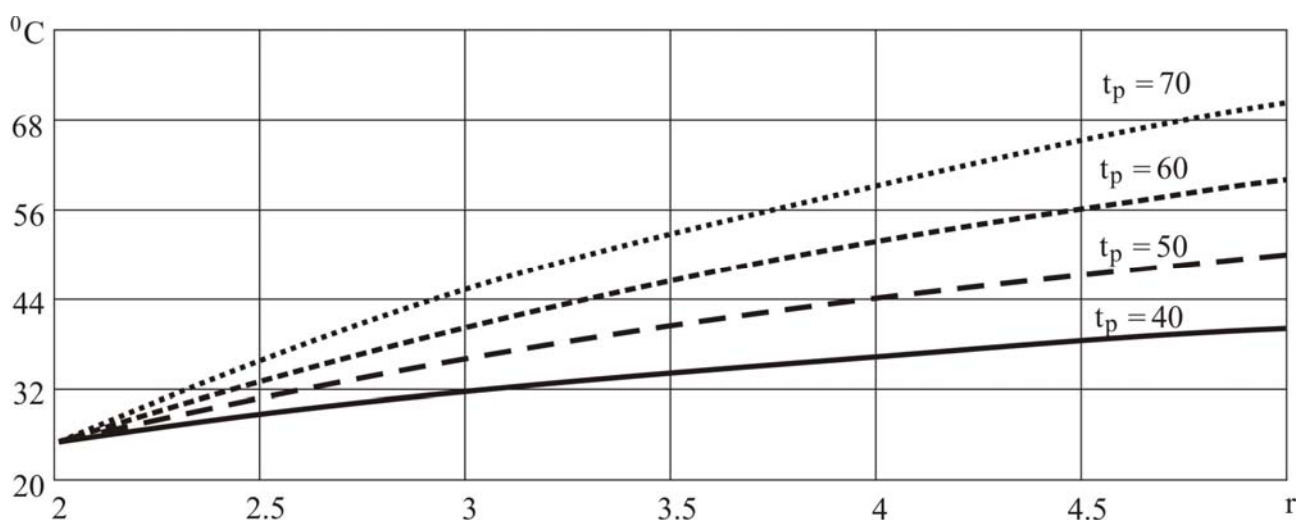


Рис. 2. Характер распределения температуры в ТР выработки радиусом 5 м в горном массиве с естественной температурой 40, 50, 60 и 70 °С

Теплоуравнивающая рубашка вокруг горной выработки представляет собой полый цилиндр с внутренним радиусом, равным эквивалентному радиусу выработки, определяемому зависимостью $R_0 = 2 \cdot F / U$, где F – площадь поперечного сечения, а U – периметр выработки. Распределение температур в цилиндрической ТР по радиусу подчиняется логарифмическому закону. Тепловые расчеты для ТР удобно вести для участка ее длиной 1 м, а тепловой поток в таком участке принято именовать удельным. Объем такого участка горного массива ТР определяется квадратичной зависимостью от ее радиуса. Количество тепла, содержащегося в элементарном объеме кольца ТР, определяется как произведение объема кольца на среднюю температуру в нем и удельную теплоемкость горной породы. Поскольку и температура и площадь кольца являются нелинейными функциями радиуса, то решение задачи компьютером с применением системы MathCAD усложняется из-за отсутствия табличного интеграла произведения производных этих функций. Результат может быть получен методом последовательных приближений Ньютона путем разбиения объема ТР на кольца малой величины, подсчета средней температуры каждого кольца ме-

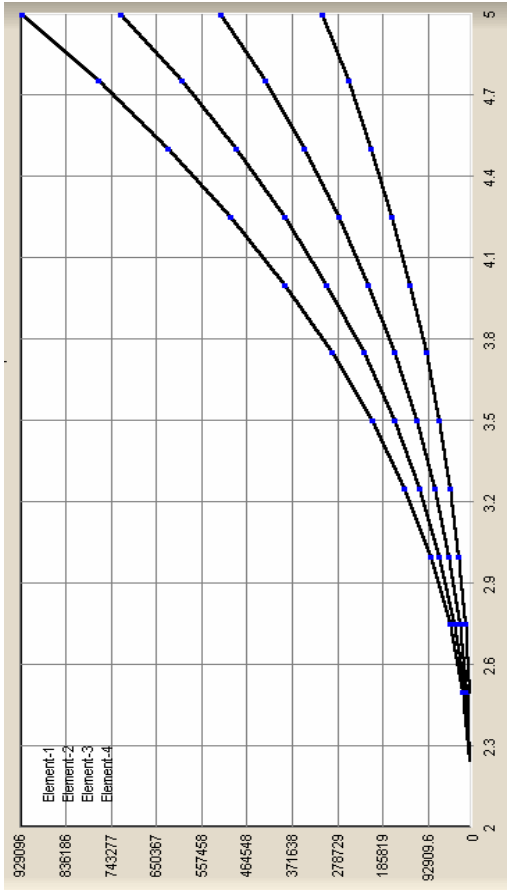
тодом трапеций и последующего суммирования полученных количеств тепла всех элементарных колец, входящих в ТР. Для выполнения такого расчета на компьютере необходимо организовать циклический вычислительный процесс с большим числом повторений. Поэтому для выполнения требуемых расчетов использован хорошо справляющийся с циклическими вычислениями математический аппарат машинного языка C++. С этой целью составлена программа, позволяющая производить разбивку массива ТР на любое задаваемое число колец, рассчитывать температуру и теплосодержание в них при любых теплофизических параметрах породного массива, суммировать их, рассчитывать теплосодержание в объеме ТР при естественной температуре горного массива, определять величину подлежащего удалению при формировании ТР избытка тепла. Приведенные ниже на рис 3 а, б, в, г графики представляют собой результаты расчетов по упомянутой программе и содержат информацию об избытке тепла в ТР горных выработок на горизонтах с температурой горных пород от 40 до 70 °С. при радиусе ТР 5,10,15 и 20 м, соответственно.

Полученные результаты для удобства пользования приведены на оси ординат и окажутся полезными при решении вопроса о рациональных параметрах ТР с учетом фактора времени на их формирование, расхода холода, обеспечения стабильного выноса отепленной воды, а также для оценки величины теплопритока в горные выработки при наличии ТР. Кривые изменения величины теплоизбытка на рис. 3 снабжены индексами Element-1..Element-4 и соответствуют, последовательно, в возрастающем порядке, естественной температуре массива от 40 до 70 °С. Все расчеты выполнены для выработок, пройденных по превалирующему в Донбассе на больших глубинах песчанику.

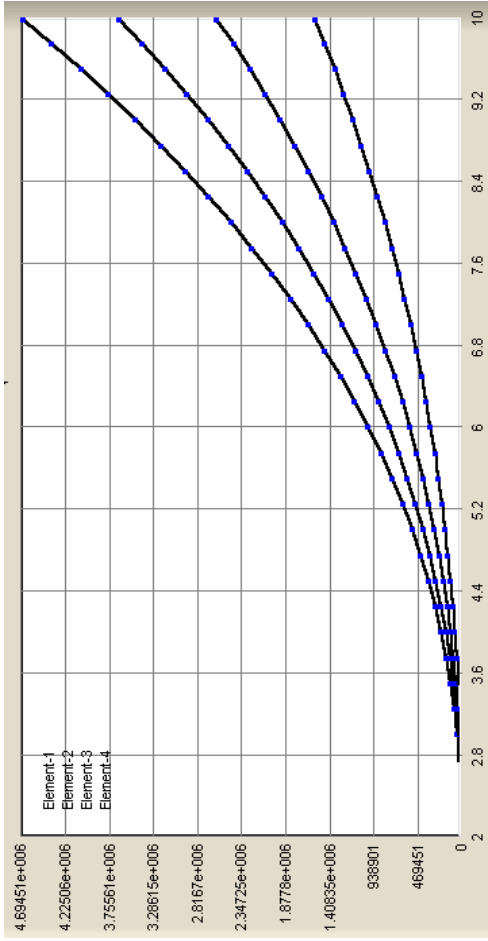
Используем приведенную в [3] зависимость для определения температуры стенки горной выработки при известном коэффициенте теплоотдачи и считаем ее изменение за 100 ч.

$$\begin{aligned} \varepsilon &:= 2 & \gamma &:= 1.2 & w &:= 6 & F &:= 14.4 & U &:= 3.8 \cdot \sqrt{F} & \alpha 1 &:= 10 & \alpha 2 &:= 40 & \alpha 3 &:= 200 & \alpha 4 &:= 1000 \\ \lambda &:= 2.2 & a &:= 0.00438 & t_p &:= 40 & t_v &:= 20 & \tau &:= 0.5.. 100 & k 1 &:= \frac{\alpha 1}{\lambda} & k 2 &:= \frac{\alpha 2}{\lambda} & k 3 &:= \frac{\alpha 3}{\lambda} & k 4 &:= \frac{\alpha 4}{\lambda} \\ R 0 &:= 2 \cdot \frac{F}{U} & n &:= \frac{1}{2 \cdot R 0} & o 1 &:= \frac{1}{(k 1 + n)} & o 2 &:= \frac{1}{(k 2 + n)} & o 3 &:= \frac{1}{(k 3 + n)} & o 4 &:= \frac{1}{(k 4 + n)} \\ f 1(\tau) &:= t_p - o 1 \cdot k 1 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o 1}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) & f 2(\tau) &:= t_p - o 2 \cdot k 2 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o 2}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) \\ f 3(\tau) &:= t_p - o 3 \cdot k 3 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o 3}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) & f 4(\tau) &:= t_p - o 4 \cdot k 4 \cdot (t_p - t_v) \cdot \left(1 - \frac{o 4}{\sqrt{\pi \cdot a \cdot \tau}} \right) \end{aligned}$$

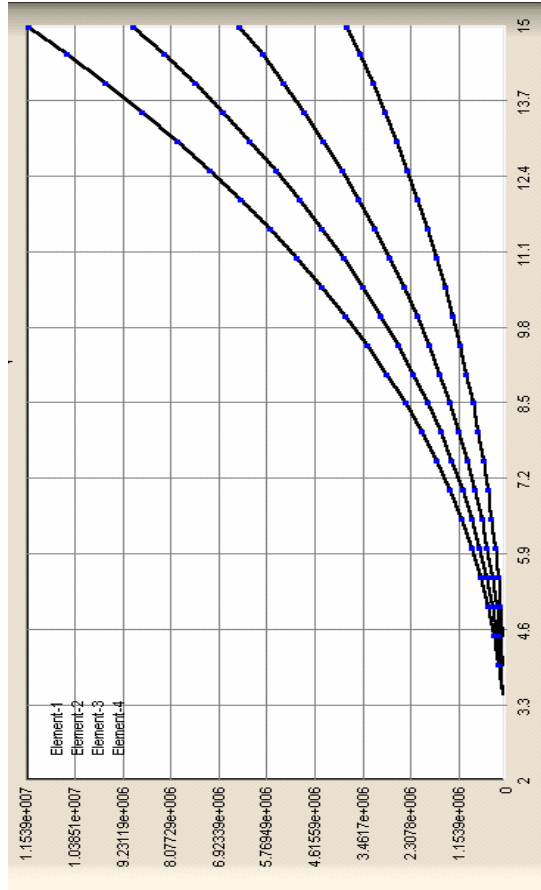
Поскольку истинная величина коэффициента теплоотдачи в орошаемом пространстве между стенкой экрана радиационного кондиционера и горной выработки пока неизвестна, то при расчетах она принята в оговоренном выше диапазоне – от соответствующих коэффициенту теплоотдачи в выработке, проветриваемой только за счет подачи воздуха вентилятором местного проветривания, до 1000 ккал/м²·ч °С, которые могут иметь место при полном заполнении пространства между стенками экрана и выработки водой из системы орошения.



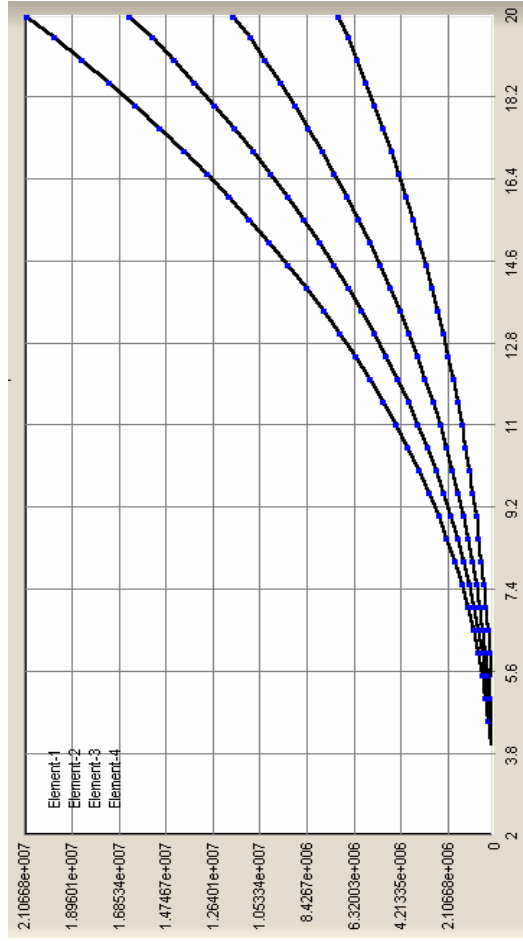
а) Изменение избытка тепла в ТР горной выработки радиусом 5 м



б) Изменение избытка тепла в ТР горной выработки радиусом 10 м

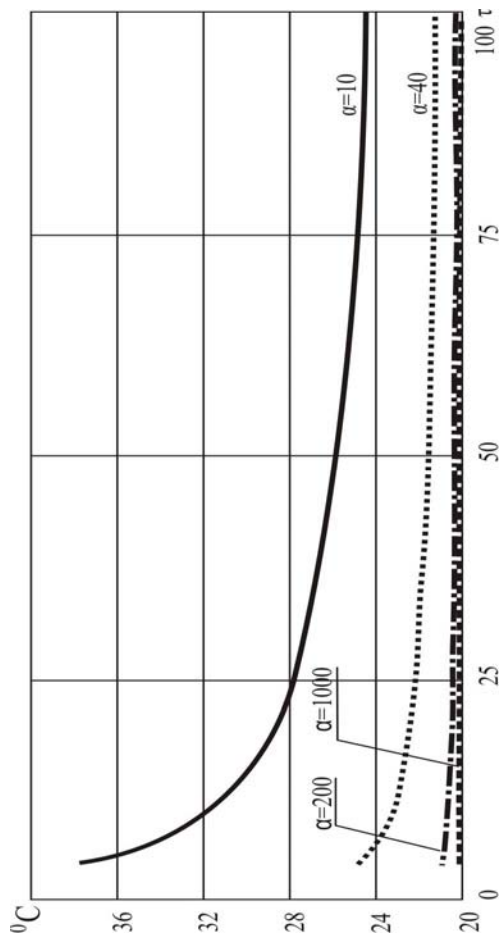


в) Изменение избытка тепла в ТР горной выработки радиусом 15 м

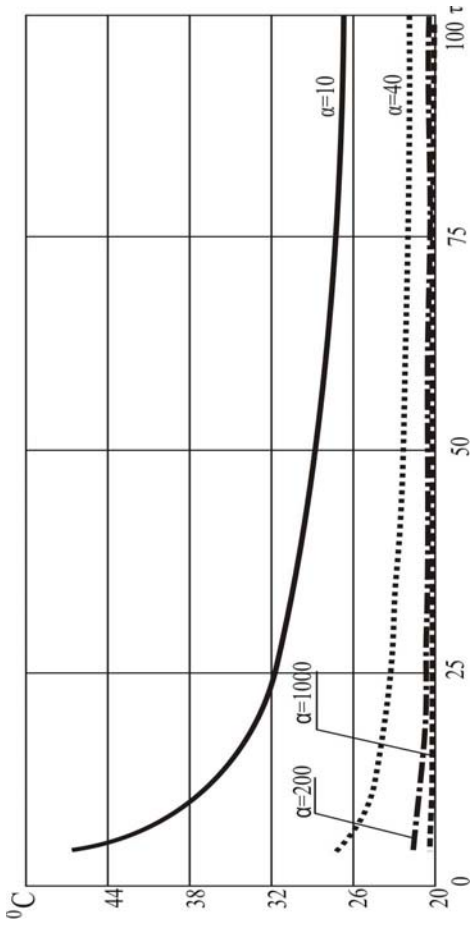


г) Изменение избытка тепла в ТР горной выработки радиусом 20 м

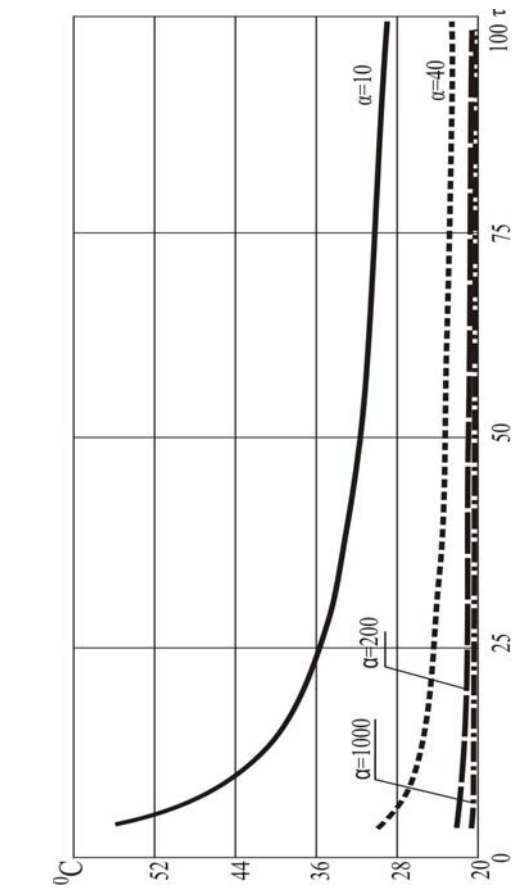
Рис. 3. Изменение избытка тепла в ТР горных выработок в песчанике с естественной температурой 40, 50, 60 и 70 °С



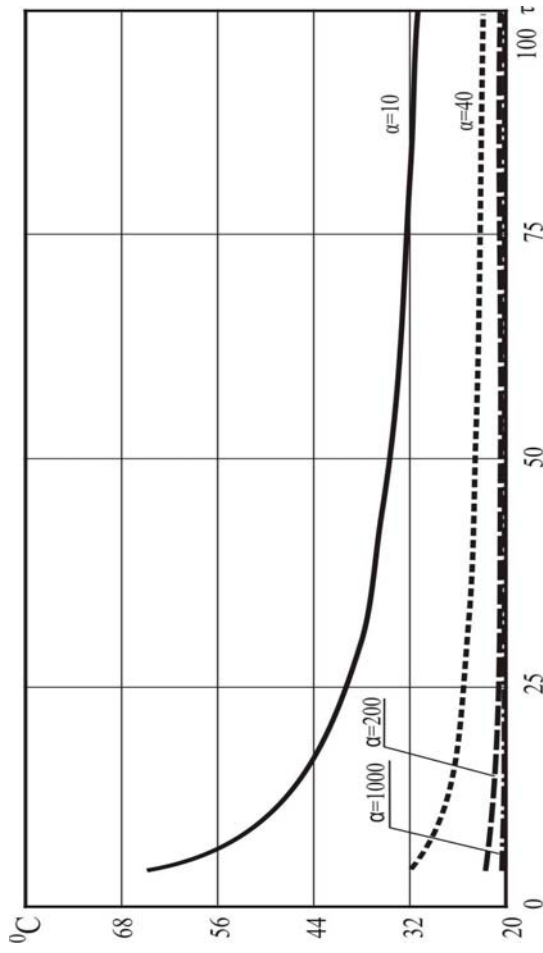
а) Естественная температура 40° С



б) Естественная температура 50° С



в) Естественная температура 60° С



г) Естественная температура 70° С

Рис.4. Изменение температуры охлаждаемой стенки выработки в горном массиве с различной естественной температурой τ_p

Анализ изменения величин температуры стенки горной выработки во времени показывает, что при коэффициенте теплоотдачи $10 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \text{ } ^\circ\text{C}$ за первые 100 часов после обнажения только стенки горной выработки с естественной температурой горного массива 40°C оказались с температурой менее 26°C .

При большей естественной температуре горного массива за первые 100 часов проветривания температура стенки превышает эту цифру. При коэффициенте теплоотдачи $40 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч}$ даже при естественной температуре массива 70°C такая температура достигается в течение суток, а более интенсивное орошение с коэффициентами теплоотдачи 200 и $1000 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{ч} \text{ } ^\circ\text{C}$ обеспечивает снижение температуры стенки горных выработок при той же температуре массива 70°C за время менее 4 часов. Температура воды, подаваемой на орошение, принята равной 20°C . К сожалению, по данным приведенных выше предварительных расчетов не представляется возможным определить, какой должна быть интенсивность орошения. Лучшим критерием в этом случае был бы натуральный эксперимент. Быстрое охлаждение поверхности горной выработки в горячем забое дает надежду полагать, что ускоренное формирование теплоуравнивающей рубашки в нагретом горном массиве возможно, однако известные из литературы методики расчета параметров процесса охлаждения горного массива по толщине теплоуравнивающей рубашки не дают основания ожидать получения корректных временных параметров, поскольку неустановившийся процесс теплопередачи связан с изменением как термического градиента, так и термического сопротивления увеличивающейся при охлаждении термоуравнивающей рубашки.

Авторы намерены провести углубленный теоретический поиск методов решения задачи корректного определения параметров изменения температуры и размеров теплоуравнивающей рубашки для того, чтобы решать вопрос о целесообразных ее размерах с учетом реально достижимых параметров охлаждения и стоимости осуществления способа нормализации тепловых условий при проведении горных выработок и надеются довести до сведения научно-технической общественности свои соображения по решению проблемы использования тепла горного массива как альтернативного источника энергии.

Список литературы

1. Щербань А. Н., Кремнев О. А.. Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. Том 1,2. Издат. АН УССР, Киев, 1959. -430 с,1960.-348 с.
2. Алексеев Г. Н. Общая теплотехника. –М.: Высшая школа 1980. -552 с.
3. Щербань А. Н., Кремнев О. А., Журавленко В. Я. Руководство по регулированию теплового режима шахт. -М.: Недра, 1977.- 359 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 05.05.09*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РАСТВОРОВ СКВАЖИННЫХ ГИДРОЗАБОЕК, ВЛИЯЮЩИХ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЯ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ В КАРЬЕРАХ

Разработаны физико-химические основы выбора оптимальных типов и концентраций растворов для пылеподавления при массовых взрывах в карьерах. Установлено, что идеальными для пылеподавления являются растворы, обладающие высокой смачивающей, коагулирующей и клеящей способностями относительно пылевых фракций пород.

Розроблені фізико-хімічні основи вибору оптимальних типів і концентрацій розчинів для пилопридушення під час масових вибухів у кар'єрах. Встановлено, що ідеальними для пилопридушення є розчини, що володіють змочуючими, коагулюючими та клеючими властивостями відносно пилових фракцій порід.

Physical and chemical bases of choice of optimum types and concentrations of solutions are developed for a fight against a dust at mass explosions in careers. It is set that ideal for a fight against a dust there are solutions, possessing high moistening, coagulation and glueing capabilities in relation to dustborne factions of breeds.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями.

Массовые взрывы в карьерах являются интенсивным источником пылевыделения, что приводит к загрязнению воздуха рабочих зон карьеров, а также атмосферного воздуха на окружающих территориях. Поэтому, обеспечение эффективного пылеподавления при массовых взрывах в карьерах является актуальной проблемой.

Решение этой проблемы тесно связано с выполнением государственных научно-технических программ с приоритетных направлений науки и техники в части сохранения окружающей среды и устойчивого развития, утвержденных Постановлением Кабмина Украины от 24.12.2001 г. № 1716.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время в качестве способа пылеподавления при массовых взрывах предусмотрено применение внутренней и внешней гидрозабоек. Внутренняя гидробока включает полиэтиленовые рукава, наполненные водой, или увлажненный щебень, который является штатной технологической забойкой [1; 2]. Внешняя гидробока выполняется в виде полиэтиленовых рукавов, которые также наполнены водой или пылеподавляющими растворами.

Основное влияние на массу пыли и газов в облаке после взрывов оказывают типы пород, удельный расход и типы взрывчатых веществ (ВВ), используемые для подрывания горной массы. Следует отметить, что при одинаковых значениях указанных факторов на эффективность пылеподавления влияют типы и концентрации растворов гидрозабоек. Это обусловлено различными механизмами их физико-химического взаимодействия с частицами горных пород.

Постановка задач. Исходя из этого, целью работы является разработка физико-химических основ выбора оптимальных типов и концентраций растворов для эффективного пылеподавления при массовых взрывах в карьерах.

В соответствии с целью, в работе решались следующие задачи: установить основные свойства растворов, которые влияют на эффективность пылеподавления при массовых взрывах и на этой основе выбрать растворы с необходимым спектром пылегазоподавляющего действия; определить оптимальные физико-химические величины параметров растворов, которые могут обеспечить их эффективное пылегазоподавляющее действие; провести промышленные исследования по пылегазоподавлению при массовых взрывах с использованием разработанных растворов.

Изложение материалов и результаты. В соответствии с поставленными задачами выделим и проанализируем основные свойства растворов, которые в наибольшей степени потенциально могут влиять на эффективность пылеподавления при массовых взрывах в карьерах.

Вначале отметим то, что после подрывания пород взрывом, при использовании для пылеподавления твердой увлажненной забойки или гидрозабойки, над поверхностью блока формируется двухфазная среда, состоящая из твердых частиц и жидкости. При этом происходит смачивание пыли, которое обусловлено адгезионным взаимодействием между жидкостью и твердым телом. Исходя из этого, первым основным свойством растворов должна быть их высокая смачивающая способность.

Однако известно, что мелкодисперсные капли, а также тонкий слой влаги, находящейся на породных частицах, способны быстро испаряться. При этом частицы жидкости будут отталкиваться друг от друга, и создавать направленный ток воздуха, препятствующий осаждению пыли (стефаново движение). В связи с этим необходимо, чтобы происходила коагуляция пылевидных частиц в укрупненные агрегаты (конгломераты). Это в дальнейшем обеспечит осаждение пылегазового облака на поверхность блока.

Следовательно, вторым основным свойством растворов должна быть их способность коагулировать пылевидные частицы в пылегазовоздушной среде в укрупненные агрегаты. При этом необходимо, чтобы между пылевидными частицами в агрегатах могла образоваться прочная адгезионная связь. В случае отсутствия такой связи, в процессе движения пылевых агрегатов в воздушной среде, будет происходить их диспергирование на изначальные пылевидные частицы.

В связи с этим, третьим основным свойством растворов должна быть их способность склеивать мелкодисперсные частицы пород.

Следовательно, растворы, которые необходимо принять для пылеподавления при массовых взрывах в карьерах, должны обладать смачивающей, коагулирующей и клеящей способностями.

Рассмотрим смачивающие свойства растворов и их значение для пылеподавления. Отметим, что смачиваемость характеризуется поверхностным натяжением (σ) раствора. Чем ниже значение (σ), тем выше смачивающая способность раствора и лучшая смачиваемость твердого тела.

Известно, что снижать поверхностное натяжение растворов способны поверхностно-активные вещества (ПАВ). Это связано с тем, что очень малые их добавки позволяют резко изменить условия взаимодействия соприкасающихся

тел и природу их поверхностей. Добавки ПАВ позволяют также управлять ходом физико-химических процессов, особенно когда в этих процессах участвуют тонкоизмельченные тела, состоящие из множества мельчайших частиц, а потому обладающие сильно развитой поверхностью. Такие тела вместе с окружающей средой называются дисперсными системами.

Основное свойство ПАВ прочно связываться с поверхностями тел, т.е. адсорбироваться на этих поверхностях, покрывая их слоем в одну молекулу – мономолекулярным слоем. При этом необходимое количество ПАВ весьма мало. Результаты исследований, представленные в работе [3] свидетельствуют, что для полного покрытия самым плотным слоем, толщиной в одну молекулу на 1 кв. м, требуется в среднем 1 мг ПАВ. Такое покрытие может резко изменить все основные свойства поверхности.

ПАВ – обычно органические вещества, как правило - это производные углеводов. Молекулы таких веществ состоят из двух частей, противоположных по своей природе и свойствам. На одном конце молекулы находится гидрофильная (полярная) группа, которая является источником сильных молекулярных взаимодействий, а потому хорошо растворима в воде (жидкости наиболее полярной по сравнению со всеми органическими жидкостями). Вторая часть молекулы образована длинной углеводородной (парафиновой) цепью указывает на ее неполярность и гидрофилность, т.е. практическую нерастворимость в воде.

Смачивание – всегда первая стадия взаимодействия жидкости с твердым телом. Смачивающая способность ПАВ обеспечивается тем, что они способны снизить поверхностную энергию твердых тел. Это их свойство обеспечивает эффективное пылеподавление при бурении взрывных шпуров и скважин, экскавации пород, а также улавливание пыли в пылегазоочистных аппаратах, связывание осевшей пыли в горных выработках и др. Чем больше поверхностное натяжение жидкости, т.е. чем больше значение силы, действующей между ее молекулами, тем хуже она смачивает различные поверхности. Однако снижение поверхностного натяжения растворов может приводить к увеличению интенсивности их испарения. Рассмотрим процессы испарения растворов при добавке к ним ПАВ.

В связи с тем, что числовые значения удельной свободной энергии поверхности твердых тел и поверхностного натяжения растворов одинаковы, то этими терминами пользуются как синонимами.

Для вычисления степени адсорбции ПАВ на поверхности раздела фаз вода-воздух нами был использован метод предложенный в работе [4].

Степень адсорбции Γ (моль/м²) для разбавленных растворов вычисляется по уравнению Гиббса:

$$\Gamma = -\frac{C}{RT} \cdot \frac{d\sigma}{dC},$$

где Γ – величина адсорбции в Гиббсах, кмоль/м²;

R – газовая постоянная, Дж/кмоль · К (8,313 · 10³);

T – абсолютная температура, К;

$\frac{d\sigma}{dC}$ - изменение поверхностного натяжения с концентрацией ПАВ. Если $\frac{d\sigma}{dC} < 0$, то $\Gamma > 0$, (адсорбция положительная).

После интегрирования этого уравнения получено выражение:

$$\Gamma_{нов.} = \frac{\sigma_0 - \sigma_n}{RT},$$

где σ_0 - первоначальное значение поверхностного натяжения или значение поверхностного натяжения чистого растворителя, Н/м;

σ_n - промежуточное значение поверхностного натяжения, Н/м.

Данное выражение дает возможность рассчитать толщину слоя ПАВ и часть поверхности занятой молекулами ПАВ.

Представленные зависимости позволяют предполагать, что на изменение скорости испарения, при добавлении ПАВ к воде, влияют следующие факторы:

1. Покрытие части площади поверхности воды молекулами ПАВ уменьшает как количество активных молекул воды перешедших в газообразное состояние, так и количество молекул воды, возвратившихся из газопаровой фазы в жидкость. Однако если система не достигла равновесия, то скорость перехода жидкость \rightarrow пар будет изменяться больше чем скорость перехода пар \rightarrow жидкость.

2. Площадь поверхности раздела фаз, частично покрыта молекулами ПАВ, образует решетчатую структуру с размерами ячеек сопоставимых с размерами капилляров. Так как, верхняя часть такого «капилляра» гидрофобная, то свободная поверхностная энергия значительно уменьшается. Следовательно, количество молекул, обладающих избыточной энергией активации достаточной для преодоления более низкого энергетического барьера, резко возрастает.

Так как, в процессе испарения главные энергетические затраты идут на преодоление межмолекулярного взаимодействия жидкости, а не на работу расширения газа, то снижение необходимой энергии активации резко увеличивает скорость испарения при добавлении первых порций ПАВ.

На основании изложенного можно сделать вывод, что для эффективного пылеподавления при массовых взрывах эффективное смачивание пород является необходимым условием, но недостаточным. Кроме того, из работ академика П.А.Ребиндера [5] известно, что, адсорбируясь и, тем самым, понижая свободную поверхностную энергию жидкости или твердого тела, поверхностно-активные вещества облегчают процесс образования новых поверхностей, т.е. способствуют диспергированию в данной среде. Поэтому, после эффективного смачивания, необходимо, чтобы частицы пыли были связаны в коагуляционные структуры. Однако, исходя из положений, изложенных в работе [3;5], можно отметить следующее. При слабой молекулярной (коагуляционной) связи частиц в агрегаты или в пространственную сетку (коагуляционную структуру) достаточно сильная адсорбция облегчает диспергирование агрегатов на пер-

вичные частицы даже при самом слабом механическом воздействии – при перемешивании системы или возникновении конвективных потоков.

Следовательно, для наших условий, после выхода пылегазового облака в атмосферу, образовавшиеся пылевые агрегаты неизбежно будут разрушены в результате механического воздействия на них двухфазного потока, включающего твердую фазу и воздушную среду.

В связи с этим, необходимым условием эффективного пылеподавления должно быть образование прочной адгезионной связи в пылевых агрегатах. Это может быть достигнуто только в том случае, когда растворы обладают клеящей способностью.

Для исследований были приняты три вида водных растворов, которые потенциально, в силу своих свойств, могут эффективно связывать пыль. Первый – углещелочной реагент (УЩР), содержащий углегуминовые комплексы; второй – водный раствор «ЭКОМ», содержащий неионогенные ПАВ-оксиэтилированные алкилфенолы, которые способны снизить поверхностное натяжение растворов, а также поликарбосилаты, обладающие пленкообразующими и агрегирующими свойствами и, кроме того, метасиликат натрия, повышающий силу адгезии раствора с пылевидными частицами. Третьим раствором принят водный раствор смачивателя рудничной пыли (РП), разработанный ООО «НТЦ«ВНИИХИМПРЕКТ». Смачиватель содержит анионные ПАВ и неионогенные ПАВ – оксиэтилированные нонилфенолы, а также увлажнитель ОД-5 в состав которого входит оксиэтилированный спирт фракции С8-С10. Химическое название смачивателя РП – *n*-нониловый спирт.

На рисунках 1; 2; 3; 4 представлены результаты физико-химических исследований свойств выбранных растворов в области их влияния на пылесвязывающую способность, таких как величина поверхностного натяжения, коагулирующая способность, способность образовывать водопрочные пылевые агрегаты, а также интенсивность испарения в зависимости от типов и концентрации растворов. Следует отметить, что водопрочность характеризует клеящую способность растворов.

Рассматривая зависимости, представленные на рис. 1 можно отметить, что смачиватель РП в наибольшей степени снижает поверхностное натяжение растворов. Заметим, что поверхностное натяжение воды составляет 0,072 Н/м.

Результаты физико-химических расчетов величины поверхностного натяжения растворов в зависимости от их типов и концентраций представлены в таблицах 1, 2, 3.

Дифференцирование $d\sigma/dlg C_{ПАВ}$, выполнялось графически, и его результаты для малых концентраций также представлены в таблицах 1-3. Необходимые в расчетах молярные массы были приняты для углещелочного реагента (УЩР, $C_{60}H_{52}(COO)_3$) – 904 г/моль; для *n*-нонилового спирта ($C_9H_{19}OH$) – 144 г/моль; для раствора ЭКОМ, представляющего собой сложную смесь на основе неионогенных ПАВ и низкомолекулярных полиакриламидных смол, была принята условная средневзвешенная молярная масса, равная 250 г/моль.

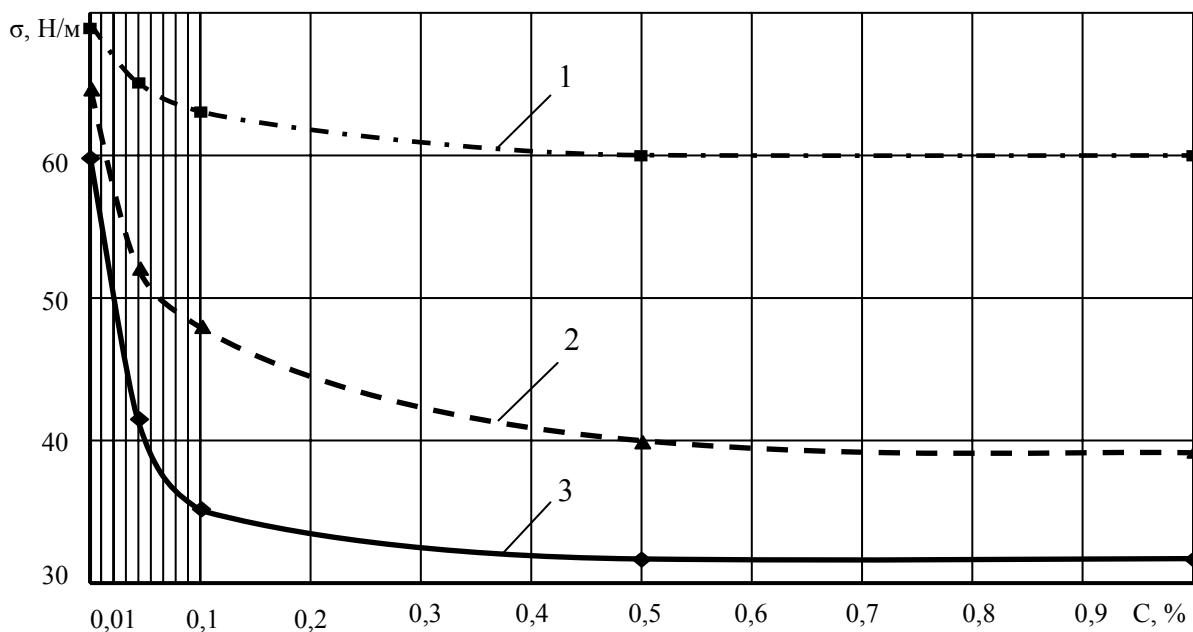


Рис. 1. Зависимость поверхностного натяжения растворов от их типов и концентраций
 1 – водный раствор УЦР; 2 – водный раствор ЭКОМ; 3 – водный раствор смачивателя РП.

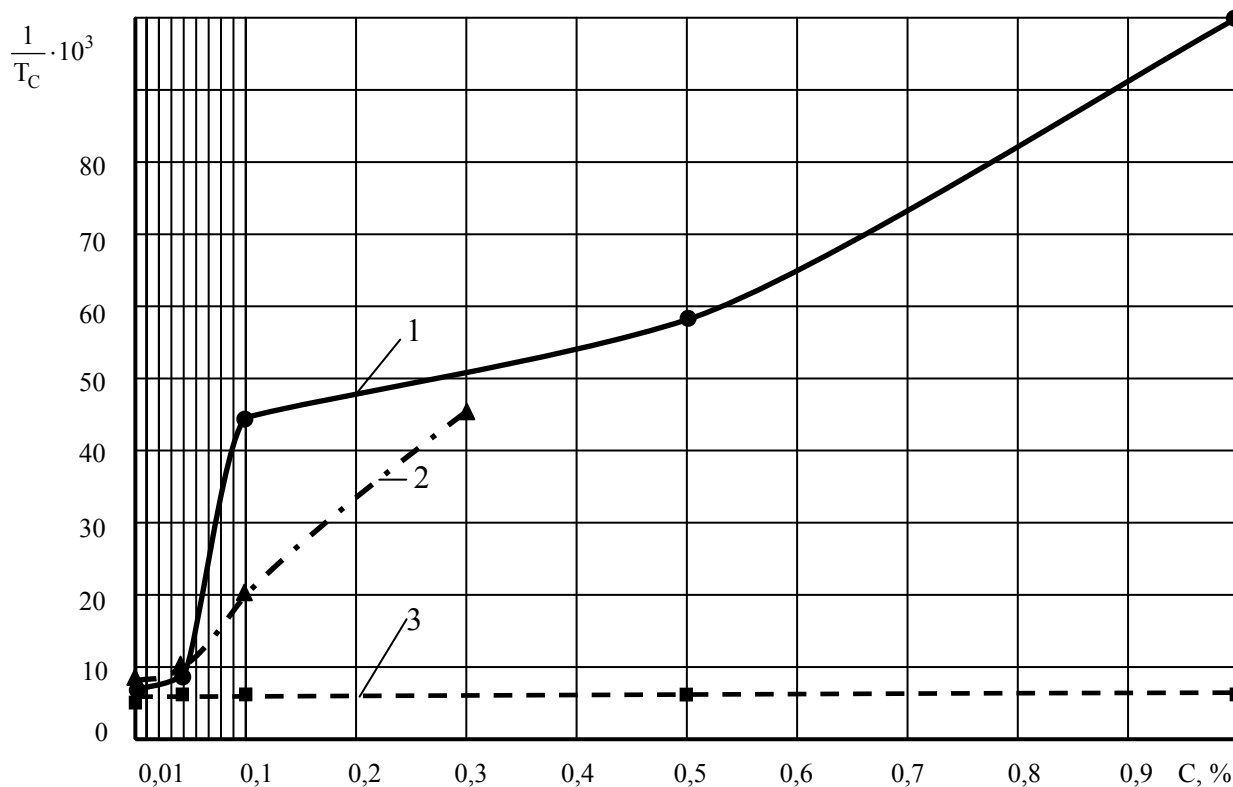


Рис. 2. Зависимость относительной скорости коагуляции пылевидных частиц от типа и концентрации растворов
 1 – водный раствор ЭКОМ; 2 – водный раствор УЦР; 3 – водный раствор смачивателя РП.

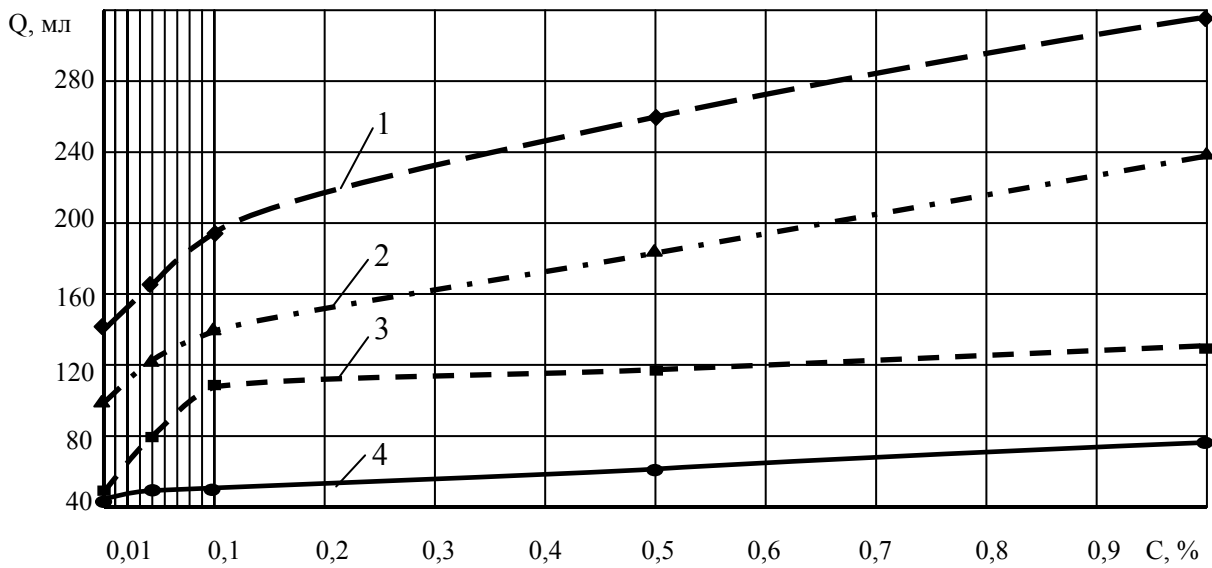


Рис. 3. Зависимость водопрочности пылевых агрегатов от типа и концентрации растворов, используемых для их получения
 1 – водный раствор смеси УЩР + 0,5% ССБ; 2 – водный раствор УЩР;
 3 – водный раствор ЭКОМ; 4 – водный раствор смачивателя РП.

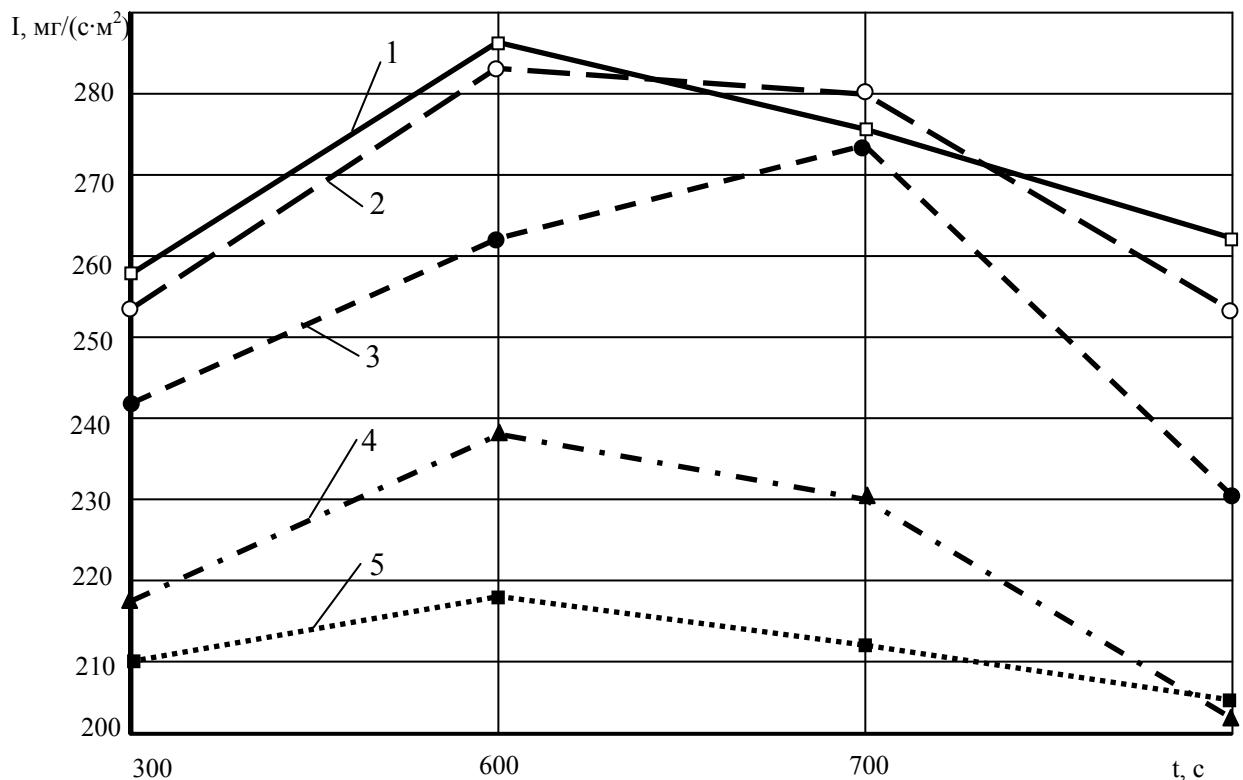


Рис. 4. Зависимость интенсивности испарения растворов во времени от их типов и концентраций
 1 – водный раствор смачивателя РП концентрации 0,1%; 2 – водный раствор РП концентрации 0,5%; 3 – водный раствор ЭКОМ концентрации 0,5%; 4 – водный раствор УЩР концентрации 0,1; 5 - вода.

Таблица 1

Расчет сорбции углещелочного реагента на поверхности воды

№ п/п	C (УЩР), %	C (УЩР)·10 ³ , моль/дм ³	σ·10 ³ , Дж/м ²	dσ/dlgC _{ущр} · 10 ³	Г·10 ⁶ , моль/м ²	1/Г; Å ² / молекула
1	0,01	0,11	68,0	1,9	0,34	488
2	0,05	0,55	65,0	6,0	1,07	155
3	0,10	1,10	63,0	7,4	1,30	128
4	0,50	5,50	60,0	7,4	1,30	128
5	1,00	11,00	60,0	7,4	1,30	128

Таблица 2

Расчет сорбции ЭКОМ на поверхности воды

№ п/п	C (ЭКОМ), %	C (ЭКОМ)·10 ³ , моль/дм ³	σ· 10 ³ , Дж/м ²	dσ/dlgC(ЭКОМ)· 10 ³	Г·10 ⁶ , моль/м ²	1/Г; Å ² / молекула
1	0,01	0,4	65,0	10,7	1,91	87,0
2	0,05	2,0	52,0	25,0	4,46	37,0
3	0,10	4,0	48,0	25,0	4,46	37,0
4	0,50	20,0	40,0	25,0	4,46	37,0
5	1,00	40,0	39,0	25,0	4,46	37,0

Таблица 3

Расчет сорбции *n*-нонилового спирта на поверхности воды

№ п/п	C (спирт), %	C (спирт) ·10 ³ , моль/дм ³	σ _{спирт} · 10 ³ , Дж/м ²	dσ/dlgC _{спирт} · 10 ³	Г·10 ⁶ , моль/м ²	1/Г; Å ² / молекула
1	0,01	0,69	60,0	15,25	2,7	61,5
2	0,05	3,47	42,0	15,25	5,9	28,2
3	0,10	6,94	35,0	15,25	5,9	28,2
4	0,50	34,72	32,0	15,25	5,9	28,2
5	1,00	69,44	32,0	15,25	5,9	28,2

Как видно из представленных расчетов, например, при концентрации ПАВ 0,05% адсорбция для УЩР составляла $1,06 \cdot 10^{-6}$ моль/м², для ЭКОМ – $4,46 \cdot 10^{-6}$ моль/м², для *n*-нонилового спирта – $5,9 \cdot 10^{-6}$ моль/м², а площадь поверхности на 1 молекулу составляла, соответственно в Å² -168 для УЩР, 37 для ЭКОМ, а 28 для *n*-нонилового спирта. Учитывая, что функциональные группы использованных ПАВ, взаимодействующие с водой (-COOH, -CONH₂, -CH₂OH) занимают площадь ~ 20 – 21 Å² [6], а в молекуле УЩР находятся три функциональных группы, то площади поверхности, занятые молекулами ПАВ при концентрации 0,05 % для УЩР составят– 37%, для ЭКОМ – 55%, для *n*-нонилового спирта – 77%. При этом полярная группа молекул всех ПАВ взаимодействует с твердой поверхностью и выдавливает с нее воду. Затем вода через капилляры поступает у верхнюю гидрофобную часть молекул ПАВ откуда

и происходит ее испарение. Естественно, чем большую площадь занимают молекулы ПАВ тем большая масса влаги будет испаряться. Как видно из вышеприведенных результатов молекулы *n*-нонилового спирта занимают значительно большую площадь чем способны занимать молекулы других растворов. В результате интенсивность испарения влаги с частотола молекул раствора смачивателя РП наиболее высокая.

Анализ кривых позволяет также предположить, что при концентрациях ПАВ выше 0,5% завершается формирование монослоя ПАВ на поверхности раздела фаз. Примерно в этот же период начинается процесс пенообразования, что резко увеличивает площадь поверхности раздела фаз. В этом случае на скорость испарения воды значительно большее влияние оказывает именно этот фактор. Более того, при постоянном разрушении образующейся пены возникает явление стекания воды по пленке пены, что также увеличивает поверхности раздела фаз и приводит к росту интенсивности испарения в неравновесной системе. Однако объем, где осуществляется пылеподавление, увеличивается.

Результаты исследований, представленные на рис. 2, свидетельствуют, что наиболее высокой коагулирующей способностью обладает водный раствор «ЭКОМ», а наиболее низкой - смачиватель РП. Время оседания пылевых агрегатов в водных растворах РП лишь незначительно выше, чем время оседания их в воде.

На рис. 3 представлены графики зависимости водопрочности пылевых агрегатов от типов и концентраций растворов, которые были использованы для их образования. Как видно из графиков наиболее высокой клеящей способностью, относительно пылевидных частиц, обладает водный раствор УЩР концентрации 1 мас.%. При этом добавка к раствору УЩР раствора лигносульфоната (ССБ) в концентрации 0,5 мас.% позволяет увеличить клеящую способность раствора в среднем на 30 % (кривая 1 на графике).

На рис. 4 представлены зависимости изменения интенсивности испарения растворов от их типов и концентраций.

Полученные графики позволяют сделать вывод о том, что наибольшей интенсивностью испарения обладают растворы смачивателя РП концентрации 0,1 и 0,5 мас.%, т.е. растворы которые в наибольшей степени снижают поверхностное натяжение жидкостей. Это подтверждает результаты теоретических и лабораторных исследований свидетельствующих, что водные растворы ПАВ могут оказаться неэффективными при использовании их в качестве гидрозабойки для пылеподавления при массовых взрывах в карьерах.

Исследования по пылеподавлению при массовых взрывах с использованием различных растворов проводились на карьере ОАО «Ингулецкий ГОК».

Рассмотрим результаты исследований с использованием для пылеподавления смачивателя РП. В летний период, в июле месяце, раствор концентрации 0,1 мас.% использовался в составе твердой увлажненной забойки. Для сравнения проводились исследования по пылеподавлению с использованием в составе твердой увлажненной забойки воды. Результаты показали, что концентрация пыли в облаке над подорванным блоком, где для пылеподавления был использован раствор смачивателя РП, составила 750-780 мг/м³, а над блоком, где для

пылеподавления использовалась вода - 580-610 мг/м³. Как видно из результатов при использовании для пылеподавления смачивателя РП концентрация пыли увеличилась в среднем на 22% по сравнению с тем, когда для этой цели применялась вода.

Дисперсный анализ пыли, отобранной из пылегазового облака после взрывов показал, что содержание ее наиболее мелких фракции над блоком, где для пылеподавления использовался раствор смачивателя РП значительно выше, чем над блоком где для этих целей использовалась вода. Например, содержание силикозоопасных фракций пыли размерами 4,2-10 мкм и 10-15 мкм больше соответственно на 11% и 11,86%. Эти результаты также подтверждают, что ПАВ могут диспергирующе влиять на пыль.

В ноябре месяце проводились исследования по пылеподавлению при массовых взрывах с использованием гидрозабойки в полиэтиленовых рукавах. В качестве жидкой фазы гидрозабойки использовалась вода и водный раствор смачивателя РП концентрации 0,5%. Результаты исследований показали, что концентрация пыли в облаке над блоком где в гидрозабойке использовался смачиватель РП составляла 440-480 мг/м³, а где использовалась вода – 640-660 мг/м³. Следовательно, эффективность пылеподавляющего действия смачивателя РП на 27-31% выше чем у воды.

Исследования показали, что эффективность пылеподавления была достигнута за счет того, что при концентрациях 0,5% и выше смачиватель начинает приобретать пенообразующие свойства.

При исследованиях по пылеподавлению с использованием внутренней и внешней твердой увлажненной забойки в качестве растворов для увлажнения забоек использовался водный раствор УЦР концентрации 1-2 мас.% и водный раствор «ЭКОМ» концентрации 0,5 мас.%. Результаты исследований показали, что эффективность пылеподавления при использовании растворов УЦР составляет 58-64,9%, а при использовании раствора «ЭКОМ» -51,8%. Более высокая пылеподавляющая способность растворов УЦР и «ЭКОМ» обусловлена тем, что они оба обладают высокой коагулирующей способностью, а УЦР дополнительно еще и высокой клеящей способностью.

Выводы. В результате выполненных теоретических и экспериментальных исследований по определению основных физико-химических свойств растворов скважинных гидрозабоек, влияющих на эффективность пылеподавления при массовых взрывах в карьерах, разработаны физико-химические основы выбора оптимальных типов и концентраций растворов для борьбы с пылью, выделяющейся при взрывах, которые включают следующие основные положения:

- в идеальном варианте растворы должны обладать высокой смачивающей, коагулирующей и клеящей способностью относительно мелкодисперсных частиц пород;

- допускается применение растворов, не обладающих коагулирующей и клеящей способностью, но имеющие высокие смачивающие и пенообразующие свойства;

- водные растворы поверхностно-активных веществ, которые способны снижать поверхностное натяжения растворителя и обладающие высокой сма-

чивающей способностью, но неспособные к пенообразованию, являются неэффективными для пылеподавления при массовых взрывах, т.к. они быстро испаряются и диспергирующе влияют на пыль.

В настоящее время одними из наиболее эффективных растворов для борьбы с пылью при массовых взрывах являются разработанные нами водные растворы (УЩР) концентрации 1-2 мас.%; водные растворы смеси УЩР концентрации 1-2 мас.% и лигносульфонатов концентрации 0,5%; водный раствор «ЭКОМ» концентрации 0,5-1,0 мас.%; водный раствор *n*-нонилового спирта концентрации 0,5-1,0.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на поиск новых растворов для борьбы с пылью при массовых взрывах в карьерах на основе отходов предприятий по переработке зерновых и кормовых культур.

Список литературы

1. Проблемы экологии массовых взрывов в карьерах /Ефремов Э.И., Бересневич П.В., Петренко В.Д. и др. - Днепропетровск: Січ, 1996.-179с.
2. Розробка і дослідження способу і засобу боротьби з пилом і газами при масових вибухах у кар'єрах /Тищук В.Ю., Євдокименко М.Ф., Котов Ю.Т. та ін. // Вісник КТУ: Зб. наук. пр. - Кривий Ріг: КТУ, 2006.- С. 174-179.
3. Ребиндер П.А. Поверхностно-активные вещества. М.-: Знание, 1961.-46с.
4. Гугенгейм Э., Пру Д. Физико-химические расчеты. -М.: Иностранная литература, 1958.-488с.
5. Поверхностные явления в дисперсных системах. Коллоидная химия. Избранные труды. П.А. Ребиндер. - М.: Наука, 1978.-368с.
6. Пасынский А.Г. Коллоидная химия. - М.: Высшая школа, 1968.-232с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 12.05.09*

УДК 504.05

© В.Е. Колесник, М.В. Левченко, В.Г. Клочков

ОСОБЕННОСТИ ЛОКАЛИЗАЦИИ ПЫЛЕВЫХ ВЫБРОСОВ В АТМОСФЕРУ ГИДРООРОШЕНИЕМ

Выполнен анализ взаимодействия частиц пыли с каплями жидкости в потоке воздуха, выбрасываемого в атмосферу. Предложены способы определения его основных параметров. Дана оценка эффективности локализации пылевого выброса гидроорошением на примере типового вентилятора главного проветривания угольной шахты.

Виконано аналіз взаємодії частинок пилу із краплями рідини в потоці повітря, що викидається в атмосферу. Запропоновано способи визначення її основних параметрів. Дана оцінка ефективності локалізації пилового викиду гідрозрошенням на прикладі типового вентилятора головного провітрювання вугільної шахти.

The analysis of a dust particles interaction with liquid drops in a stream of the air which is thrown out in atmosphere is made. Ways of definition of key parameters of these interaction are offered. The estimation of efficiency of dust emission localization by sprinkle with water on an example of the typical colliery main fan airing is given.

Вступление. Согласно современным требованиям экологической безопасности, поддержание установленных норм содержания промышленной пыли в атмосферном воздухе вблизи промышленного предприятия должно обеспечиваться нормированием пылевых выбросов из каждого организованного источника, который находится на территории этого предприятия, в пределах установленной для него санитарно-защитной зоны (СЗЗ). На практике установленные, как правило, расчетным путем, допустимые уровни выбросов повсеместно превышаются, что приводит к превышению норм запыленности воздуха за пределами СЗЗ и увеличению компенсации, выплачиваемой предприятиями в виде штрафов за загрязнение окружающей среды. Поэтому возникает задача реальной локализации пылевых выбросов.

Реальная локализация актуальна, в частности, при работе сильно пылящего горного оборудования (мобильных дробилок, грохотов, конвейеров), располагаемых на открытых площадках, пунктов погрузки выгрузки полезного ископаемого, некоторых систем промышленной вентиляции или вентиляционных стволов угольных шахт и рудников, выбросы которых меняются циклически. Решение задачи предотвратит рассеяние пыли, например в жилой зоне, часто примыкающей к промышленным предприятиям, и создаст предпосылки к последующему снижению размеров СЗЗ, что важно, в частности, для гранитных карьеров и карьеров других нерудных полезных ископаемых, используемых в строительстве, которые часто работают в непосредственной близости от жилых массивов.

Для практической локализации пылевого выброса могут быть использованы известные средства пылеподавления, например, гидрооросители разного типа, которые нашли широкое применение в системах душирования пыли, в подземных горных выработках угольных и рудных шахт. Однако имеются и особенности. Так, при локализации выброса пыли в атмосферу по соображениям экологической безопасности недопустимо применение смачивателей на основе СПАВ, которые широко используются в закрытых помещениях или горных выработках. В некоторых случаях на пути выбрасываемого потока недопустимо размещение средств, увеличивающих аэродинамическое сопротивление движению потока, в частности, в устьях вентиляторов главного проветривания шахт. Кроме того, как известно, впрыскиваемая в воздушный поток капельная жидкость образует при взаимодействии с частицами пыли жидкие аэрозоли с твердым ядром (частица пыли погружается в каплю и обволакивается жидкостью), обеспечивая при пылеподавлении в ограниченном пространстве быстрое их оседание за счет существенного увеличения размера и массы образовавшихся агрегатов. В свободной же атмосфере под действием ветра и турбулентной диффузии эти агрегаты будут рассеиваться в атмосфере, как крупные частицы. Фактически при орошении потока каплями жидкости происходит трансформация дисперсного состава пылевого выброса, в котором существенно увеличивается доля крупных частиц-агрегатов с более высокой скоростью оседания (витания). Следует ожидать, что по мере переноса таких частиц в воздухе, их жидкая оболочка будет испаряться или они будут коагулировать при перемешивании в турбулентном потоке. Первый процесс приведет к снижению скорости

оседания, а второй – к повышению. В любом случае, для определения реальной картины рассеяния и оседания образовавшегося аэрозоля необходима оценка взаимодействия частиц пыли с каплями распыляемой жидкости в движущемся потоке и степени трансформации дисперсного состава, поскольку методики определения рассеяния, в частности стандартная [1], учитывает интенсивность выброса и средний размер выбрасываемых частиц.

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

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

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

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

Разделив переменные, получим

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

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

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

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

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

или

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

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

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

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

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

С учетом дисперсного распределения фракций пыли и капель полагают

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

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

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

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

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

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

$$P = \sum_1^k n_i / \sum_1^k n_i(0) = \sum_1^k P_i n_i(0) / n(0).$$

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

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

Применительно к рассматриваемой нами задаче, формула (6) характеризует относительное содержание массы частиц пыли в единице объема воздуха, не захваченных каплями, т.е. пыли, оставшейся сухой, при случайном характере взаимодействия их с распыленной в потоке жидкостью. Очевидно, что величина $1-P$ выразит относительное содержание частиц смоченной пыли. С учетом этого, задачу рассеяния частиц в атмосфере после орошения запыленного потока формально можно разбить на две, т.е. решать отдельно задачи рассеяния для сухой и для смоченной пыли, а общее решение представить как суперпозицию этих частных решений. При решении таких задач, согласно стандартной методике [1], один источник пылевого выброса следует заменить двумя. При этом, интенсивность выброса каждого из них будет пропорциональна P и $1-P$, а средний размер частиц должен быть определен соответственно для сухой пыли и для жидких капель-агрегатов. Причем следует помнить, что жидкая фаза влияет только на размер и скорость оседания, а концентрация пыли, обусловленная оседанием капель-агрегатов должна рассчитываться только по их твердой фазе, поскольку жидкость, в конце концов, испарится.

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

Дисперсность капель в факеле оросительной форсунки можно оценить, например, по медианному диаметру расчетным путем с использованием эмпирических формул. Однако практический интерес представляет определение размеров капель непосредственно в потоке. Обычно для этого отбирают пробы капель из факела распыла на прозрачную стеклянную пластину, смазанную тонким слоем вазелина, которую затем исследуют под микроскопом по известной методике, основанной на подсчете капелек различного размера. Это довольно трудоемкая методика, причем для капель воды она дает значительную погрешность из-за интенсивного их испарения с поверхности подложки. Поэтому нами была предложена оригинальная методика определения среднего размера частиц непосредственно в факеле распыла, которая базируется на явлении дифракции (Фраунгофера) на хаотической структуре [3].

Суть методики заключается в пропускании когерентного (лазерного) пучка света через контролируемую дисперсную среду, а о размере частиц (капель) судят по размеру центрального светлого пятна дифракционной картины, получаемой на экране, который размещается на достаточном удалении от лазера. Схема экспериментальной установки для оценки среднего размера капель по предложенной методике представлена на рис. 1.

В качестве источника света нами использовался полупроводниковый лазер (лазерная указка) мощностью около 3 мВт с длиной волны излучения $\lambda = 0,75$ мкм, т.е. излучающий в видимой красной области светового спектра. Исследо-

вания проводились в затемненном помещении, а экран из белой бумаги размещался на расстоянии от 2 до 5 м от факела. При этом измерялся размер X светлого дифракционного пятна, видимого на экране в затемненном помещении, а оценка среднего размера (диаметра) частиц, исходя из размеров пятна, производилась по формуле [3]

$$\bar{d} = 1,22 \frac{\lambda}{X} L, \text{ мкм.}$$

Для обеспечения достоверности результаты выполненных измерений сопоставлялись с аналогичными измерениями размеров частиц «эталонной» хаотической структуры, представляющей собой слой зерен гриба ликоподия, нанесенных на стеклянную подложку. Размеры спор этого гриба сопоставимы с размерами капель и относительно монодисперсны. Согласно приведенной методике, получена оценка размера спор – 21 мкм. При микроскопическом анализе структуры их средний размер оценивался величиной 20 мкм. Как видим, относительная погрешность определения среднего размера капель дифракционным методом вполне приемлемая.

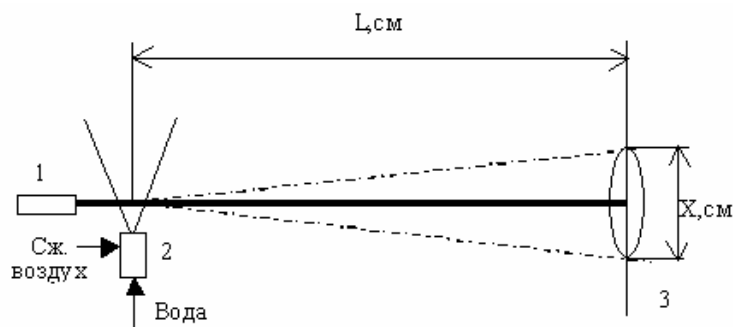


Рис. 1. Схема определения среднего размера капель диспергированной воды непосредственно в факеле: 1 – лазер; 2 – ороситель; 3 – экран.

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

Таким образом, оценить размер капель можно не только расчетным, но довольно оперативно и экспериментальным путем непосредственно в факеле оросителя, а затем вычислить требуемую величину $(r_i + R_j)^2 / R_j^3$, входящую в формулы (5) или (6).

Определение коэффициента захвата частиц пыли каплями – более сложная задача. При ряде допущений величина определяется из совместного решения уравнения неразрывности и уравнения движения частицы в системе координат, связанной с обтекаемой каплей [2]. Не приводя этих уравнений, отобразим на наглядном трехмерном графике (рис. 2) значения коэффициента захвата E_{ij} угольных частиц каплями при различных скоростях их движения.

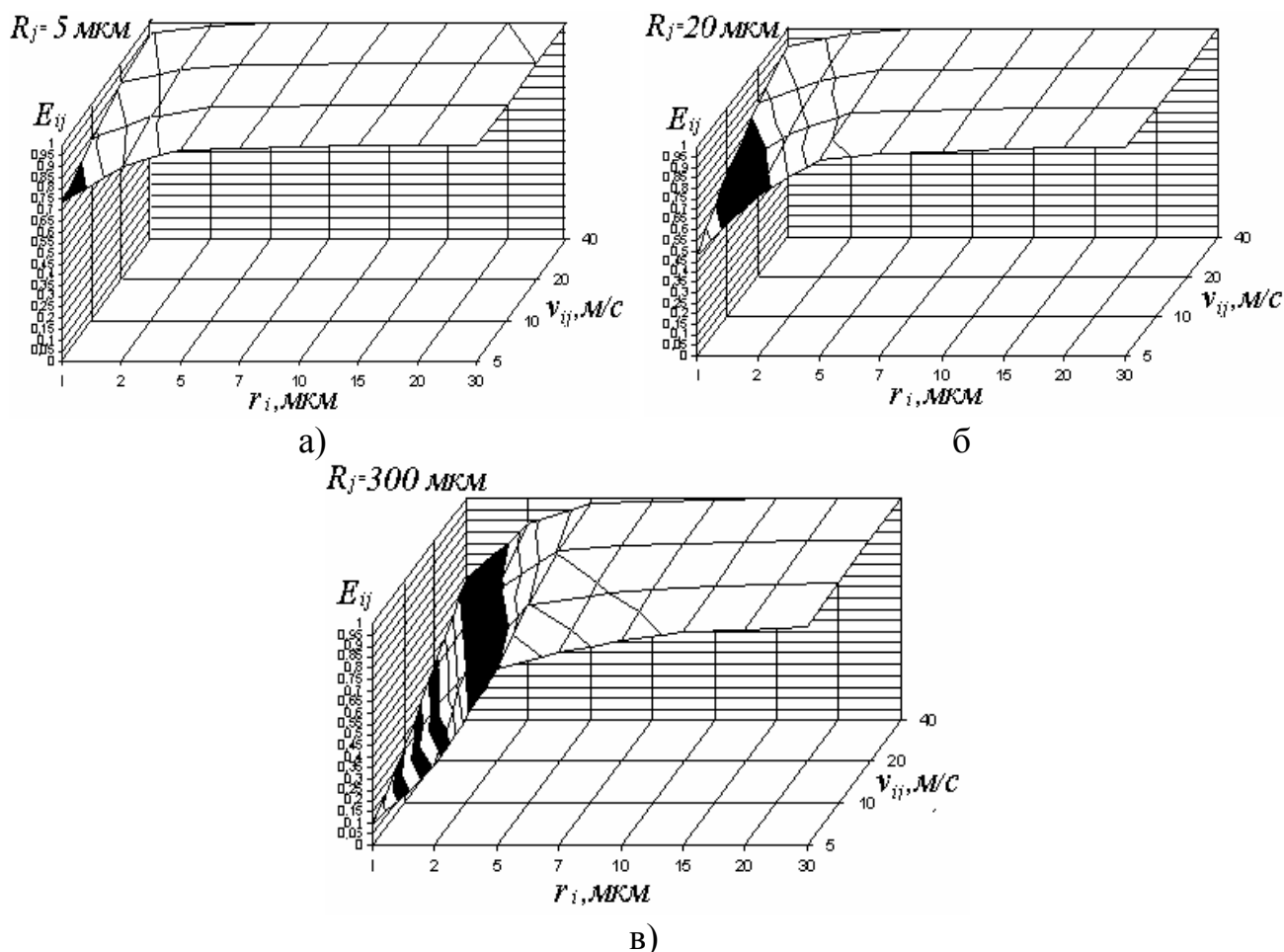


Рис. 2. Зависимость эффективности захвата угольных частиц разного радиуса каплями при разной относительной скорости их движения: а, б, в – соответственно для капель радиуса $R_j = 5; 20$ и 300 мкм

Для отображения выбраны значения эффективности захвата частиц пыли диаметром от 2 до 60 мкм каплям характерных средних размеров, которые, в частности, образуются в туманообразователях, пневматических форсунках и гидравлических оросителях. Так, медианный диаметр капель туманообразователя, как уже отмечалось, составляет около 10 мкм, пневматической форсунки, например типа ПГФ-1, – порядка 40 мкм, а распространенной на шахтах конусной форсунки типа КФ 7,5-40 при минимальном давлении воды – 600 мкм. Представленные зависимости охватывают практически весь возможный диапазон капель, создаваемых типовыми противопылевыми оросителями, при относительной скорости взаимодействия от 5 до 40 м/с.

Анализ представленных на рис. 2 зависимостей показывает, что наибольшая эффективность взаимодействия частиц с каплями наблюдается в области почти

горизонтального плато, занимающего наибольшую поверхность трехмерного графика, где E_{ij} изменяется в пределах 0,95-1. Такая величина характерна для высокой относительной скорости, крупных частиц пыли и мелких капель. Снижение скорости и размеров частиц от максимальных значений или увеличение размера капель от минимального приводит к перемещению значений E_{ij} по этому плато в левую переднюю область графика к определенному минимуму. Так, при медианном диаметре капель 10 мкм минимум составил 0,75 для частиц диаметром 2 мкм при относительной скорости 5 м/с, причем плато заняло около 85% поверхности графика. При диаметре капель 600 мкм минимум для указанных граничных условий достигает 0,1, т.е. эффективность взаимодействия падает практически в 10 раз, причем горизонтальное плато занимает на графике вдвое меньшую площадь. Его левая граница при скорости 5 м/с соответствует частицам около 25 мкм, т.е. эффективность захвата более мелких частиц крупными каплями становится ниже 0,95, быстро снижаясь к указанному выше минимуму.

При впрыскивании воды в запыленный поток высокие значения относительной скорости частиц и капель наблюдаются в факеле распыла, где обычно и происходит наиболее эффективное их взаимодействие. На большем расстоянии капли подхватываются потоком, обретая его скорость. В результате, относительные скорости в продольном направлении потока падают практически до нуля. В этом случае существенное значение для взаимодействия капель и частиц приобретают поперечные пульсационные составляющие скорости потока, величина которых при высоких числах Рейнольдса лишь несколько ниже продольной. Например, в вентиляционной струе типового вентилятора главного проветривания (ВГП) угольной шахты она достигает 5-10 м/с. Поэтому относительные скорости капель и частиц в поперечном направлении движения потока тоже будут такого же порядка. На рис. 3 представлены зависимости значений E_{ij} от размера частиц угольной пыли, ожидаемых при орошении запыленной воздушной струи типового ВГП угольной шахты, которые использовались для расчета, как дисперсного состава частиц-агрегатов, так и частиц пыли, не захваченной каплями, поскольку эти параметры определяют фактические поля их рассеяния и оседания.

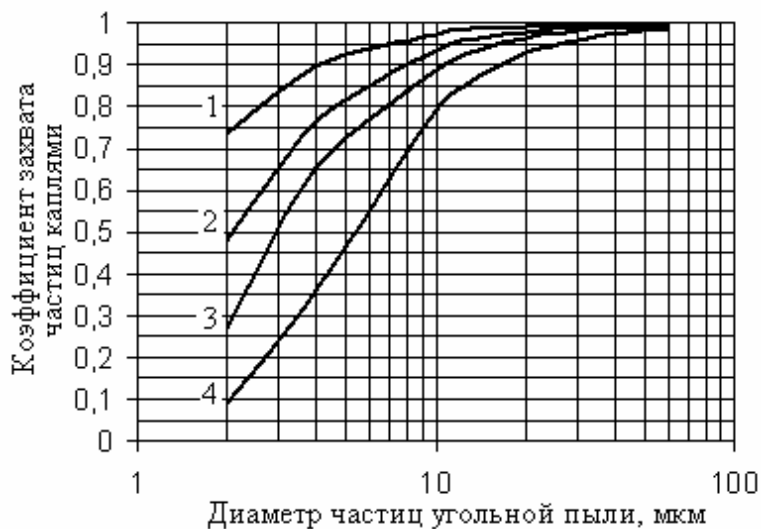


Рис. 3. Зависимости коэффициента захвата угольных частиц каплями при относительной скорости их движения 5 м/с: 1, 2, 3, 4 – для диаметров капель 10; 40; 100 и 600 мкм, соответственно.

В качестве иллюстрации процесса локализации пылевого выброса, на рис. 4 приведены поля интенсивности оседания на земную поверхность пыли, выбрасываемой из устья типового осевого ВГП угольной шахты, до и после орошения его пылевоздушной струи.

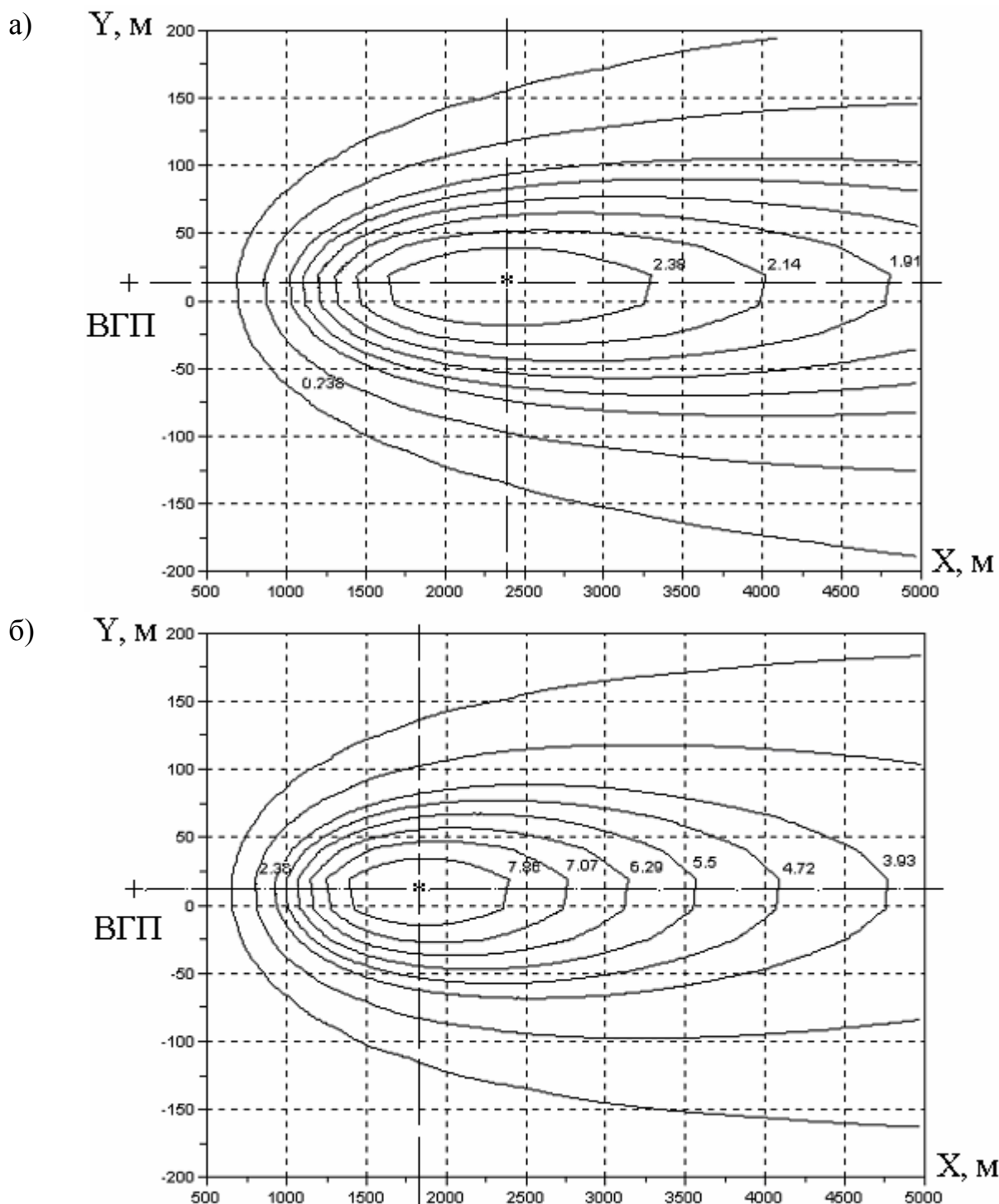


Рис. 4. Поля интенсивности оседания пыли на координатной плоскости $X; Y$ от точки расположения ВГП в направлении ветра, совпадающем с осью X : а, б – соответственно до, и после орошения; + – точка расположения ВГП с координатами $x = 0 \text{ м}$, $y = 10 \text{ м}$; * - точка максимальной интенсивности оседания пыли.

Графики получены в вычислительном эксперименте на модели, разработанной авторами с использованием программного пакета Scilab [5], при интенсивности пылевого выброса $q=157$ г/с для эффективной высоты подъема струи над земной поверхностью $H\approx 100$ м, которая принималась за точку приложения всего выброса, скорости ветра 3 м/с и коэффициента турбулентной диффузии $3,0$ м²/с. Дисперсный состав выбрасываемой из ВГП пыли представлен следующим массовым распределением: 0-10 мкм – 33,6%; 10-30 мкм – 59,5%; более 30 мкм – 6,9%.

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

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

Выводы.

1. Взаимодействие выбрасываемых в атмосферу частиц пыли с каплями жидкости на некотором удалении от оросителя будет носить случайный характер. Вычисление вероятности этого взаимодействия позволяет оценить относительное содержание частиц, как не захваченных каплями, так и смоченной пыли.

2. Практическое использование представленных вероятностных оценок требует учета производительности оросителя, определения фактического дисперсного состава капель и частиц пыли в выбросе, а также оценки относительной скорости их движения и коэффициента захвата частиц каплями:

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

- существенное значение для взаимодействия капель и частиц пыли имеет поперечная пульсационная составляющая скорости потока, которую следует оценивать в зависимости от его продольной скорости.

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

3. Задачу рассеяния в атмосфере душированного выброса формально можно решить заменой одного источника выброса двумя. Интенсивность каждого из них будет пропорциональна относительному содержанию сухой и смоченной пыли с соответствующими средними размерами частиц пыли или частиц-агрегатов.

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

Список литературы

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

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 27.04.09*

УДК 004.8:622.82

© В.В. Слесарев, А.М. Алексеев, А.Н. Коваленко

ЛОГИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ СИСТЕМЫ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ СИЛАМИ И СРЕДСТВАМИ ПРИ ТУШЕНИИ ПОЖАРОВ НА ШАХТАХ

В статье решены вопросы формализации представления знаний, которые не изменятся в процессе эксплуатации данной системы. Показаны возможности прогнозирования состояния оперативной обстановки на пожаре, используя сохраненные в базе знаний прецеденты в виде вариантов причинно- следственных связей. Разработаны процедуры хранения и поиска подобных прецедентов в базе знаний.

У статті вирішено питання формалізації представлення знань, які не зміняться в процесі експлуатації даної системи. Показані можливості прогнозування стану оперативної обстановки на пожежі, використовуючи збережені в базі знань прецеденти у вигляді варіантів причинно-наслідкових зв'язків. Розроблені процедури зберігання і пошуку подібних прецедентів у базі знань.

The article addressed the formalization of the knowledge representations that are not changed by the operation of the system. Shown ability to forecast the state of the operational situation on the fire by using the stored knowledge base precedents in the form of options cause-effect relationships. Procedures for storage and retrieval of similar cases in the knowledge base.

Введение. Принятие оперативных решений при тушении пожаров на шахте, вызывает необходимость создания «Компьютерных систем поддержки принятия решений руководством объекта управления в экстремальных ситуациях». В данном случае возникает задача создания баз знаний, по которым возможно оперативно принимать в экстремальных условиях обоснованные, точные решения. Разрабатываемая модель знаний данной предметной области содержит имплицитивные (причинно-следственные) отношения, посредством которых описываются возможные аварийные ситуации. Поэтому в работе решаются задачи: описания возможных аварийных ситуаций; процедуры конкретизации или обобщения этих ситуаций; процедуры их адаптации реальным условиям, сложившимся на объекте управления; схемы принятия решений по ликвидации аварий. Все эти процессы в основном представляются на уровне нечётких лингвистических переменных.

Формулировка цели и задачи исследования.

В работе решаются вопросы возможности прогнозирования состояния оперативной обстановки на пожаре, используя сохраненные в базе знаний прецеденты в виде вариантов причинно-следственных связей и организация процедур хранения, поиска подобных прецедентов в базе знаний.

Изложение основного материала исследований

Для принятия обоснованных управленческих решений аварийных работ, помимо знания основных принципов управления боевыми действиями при тушении подземного пожара, должен представлять возможные сценарии развития оперативной обстановки, которые характеризуются причинно-следственными связями, имеющими место в исследуемой предметной области (ПО). Поэтому модель для управления процессом ликвидации аварий: «Система поддержки принятия решений при тушении пожаров на шахтах » строится из двух взаимосвязанных по смыслу частей, которые можно назвать, соответственно, предметной и онтологией, а именно:

1. Онтология процесса управления боевыми действиями при тушении пожаров;
2. Онтология причинно-следственных связей, имеющих место при развитии оперативной обстановки на пожаре.

В первой части онтологии моделируется процесс принятия управленческих решений в ситуациях, которые однозначно определяют выбор тех или иных целей и их приоритет.

Поэтому в центре онтологии, исследуемой ПО, находятся представления о причинно-следственных связях и процессах, протекающих в условиях оперативной обстановки на пожаре, которые определяют принятие должностными лицами тех или иных управленческих решений.

Поскольку онтология ПО представляет собой спецификацию неизменной части знаний о ПО, истинную, независимо от конкретной ситуации, в которой они могут использоваться и являющуюся результатом консенсуса экспертов ПО,

логично использовать в качестве правил и ограничений разрабатываемой онтологической модели указания и рекомендации из Боевого Устава горноспасательной службы [1].

Онтологическая модель ПО, в соответствии с работами [2, 3], строится как небогатая система логических соотношений второго порядка. Здесь каждое логическое соотношение имеет содержательное толкование, а вся система логических соотношений есть явное представление концептуализации, понимаемой и как множество ситуаций, и как множество систем знаний предметной области [4].

Цель разработки онтологии управления боевыми действиями при тушении пожаров на шахтах является формализация контекстно-независимой части процесса принятия решений, которая впоследствии может дополняться новыми модулями, учитывающими специфику ситуаций, в которых оказывается РТП и другие лица, участвующие в принятии управленческих решений.

Центральным звеном онтологии является модуль "Определение тактических целей"; все остальные части онтологии могут только дополнять данную модель, не внося в уже построенную часть никаких изменений. Так, модуль "Определение тактических целей" может быть дополнен модулями "тактические возможности ВГСЧ", "тушение на объектах ЛВЖ (Легковоспламеняющаяся жидкость) и склады ВВ (Взрывчатые вещества)" и др., сужающими область допустимых ситуаций, в которых оказывается ЛПП (Лицо принимающее решение). Чтобы расширить возможности РТП (Руководитель тушения пожаром) по прогнозированию возможных ситуаций, центральный модуль дополняется модулем логической модели причинно-следственных отношений

Модуль "Сущности" является моделью онтологии, предназначенной для описания глобальных вспомогательных терминов, которые позволяют конструировать остальные модули иерархии (кроме каузальной онтологии) по единому образцу.

Описания терминов каждого из модулей, кроме модуля онтологии, используются не только в нем самом, но и в любом из его потомков, где они могут быть расширены и дополнены.

Принять решение - прийти к какому-нибудь выводу, к необходимости каких-нибудь действий в результате оценки складывающейся на пожаре оперативной обстановки. Онтология процессов управления боевыми действиями при тушении пожаров должна охватывать весь спектр терминов и определений, относящихся к процедурам подготовки, принятия и оценки возможных последствий реализации принятых РТП решений.

Исходя из сказанного, выделяется ряд терминов онтологии процессов управления боевыми действиями при тушении пожаров: ПРОЦЕССЫ, БОЕВЫЕ ДЕЙСТВИЯ, ЦЕЛИ, СИЛЫ И СРЕДСТВА, ОБЪЕКТЫ ПОЖАРОТУШЕНИЯ, ОЧАГИ ПОЖАРА, ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ ПОЖАРА и др. Всем этим (и многим другим) терминам даются формализованные определения с учетом их отношений с другими определениями онтологии ПО. Поэтому все построенные определения онтологии процессов управления боевыми действиями при тушении пожаров на шахтах взаимосвязаны между собой, взаимозависимы.

Для описания онтологической модели кроме базовых терминов используются системы логических соотношений различного порядка.

При разработке формального логического языка и определении базовых терминов, необходимых для построения данной онтологической модели: «Система управления боевыми действиями при тушении пожаров на шахтах» использовались подходы, предложенные в работе [5].

Ниже рассматриваются основные положения описания построенной онтологии процесса управления боевыми действиями при тушении пожаров.

1. Базовые термины.

1.1. Сущности знаний модели онтологии "Боевые действия".

1.2. Сущности ситуаций модели онтологии "Боевые действия".

1.3. Вспомогательные термины.

1.4. Онтологические соглашения.

Характеристики, описывающие оперативную обстановку на пожаре, условно разделяются на внешние по отношению к системе управления (наблюдения) и внутренние, которые являются предметом планирования.

Основным типом связей, характеризующими ситуацию на пожаре, являются причинно-следственные связи (ПСС) между рассмотренными выше понятиями.

Целенаправленный подход к построению онтологической модели для причинно-следственных отношений предполагает рассмотрение пары объектов: "решающая система (внутренние процессы) - оперативная обстановка (внешние наблюдения (мониторинг))".

Эта пара понятий (объектов) влияет на выбор управленческих решений при тушении пожаров. Оперативная обстановка на пожаре характеризуется:

признаками (атрибутами объектов); событиями; процессами; обобщениями.

Решающая система характеризуется: действиями по тушению пожара.

Причинно-следственные связи в логической модели процесса тушения пожара показаны на рис.1. Каждая причинно-следственная связь имеет причину, следствие и развивается во времени в соответствии с одним из возможных вариантов закономерности своего развития, определяемым значениями воздействующих факторов и, возможно, причины.

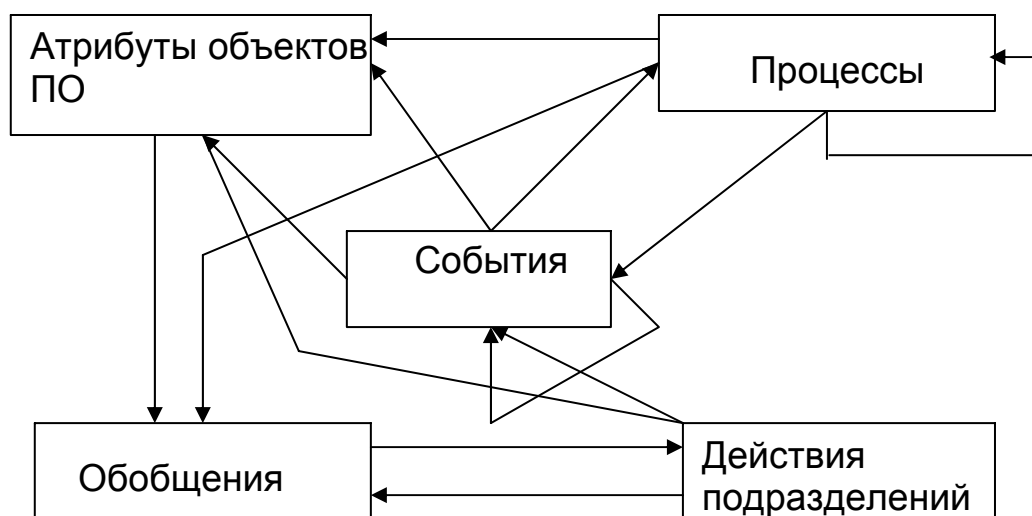


Рис.1. Причинно-следственные связи в логической модели процесса тушения пожара

В роли воздействующих факторов (и необходимых условий), выступают атрибуты, обобщения, процессы и действия подразделений ВГСЧ (Военизированной горноспасательная часть). Между различными типами причинно-следственных связей устанавливается частичный порядок, который рассматривается в разделе "вспомогательные функции и предикаты".

Для построения математической модели причинно-следственных отношений, влияющих на выбор управленческих решений при тушении пожаров, вводится ряд базовых понятий. Признаки - это атрибуты объектов «проблемной области». Они определяются значениями λ_s , которые могут изменяться во времени. Для каждого признака S может быть задано множество моментов времени $v_s = \{\mu_{s1}, \mu_{s2}, \dots, \mu_{sn}\}$ его наблюдения, причем $S(\mu_{s1}) = \lambda_{s1}, i \in [1, N]$, при этом должны быть заданы моменты времени, соответствующие началу и концу t_s^2 наблюдения признака – НАЧАЛО (S) = t_s^1 , КОНЕЦ(S) = t_s^1 .

Описание причин процесса.

Если модель знания содержит описание этиологии процесса и для некоторого варианта причинной закономерности этой этиологии процесса выполнены условие на причину и условие на воздействующие факторы, то этот вариант причинной закономерности рассматриваемой этиологии входит во "множество возможных вариантов".

$V \in$ ЭТИОЛОГИЯ ПРОЦЕССА (E, P, sor) & МОМЕНТ ВРЕМЕНИ(E) = t & j \in ПРИЧИННАЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЬ 2(B) & f1 \in УСЛОВИЕ НА ВОЗДЕЙСТВУЮЩИЕ ФАКТОРЫ (j) & f2 \in УСЛОВИЕ НА ПРИЧИНУ(j) & ВЫПОЛНЕНО(f1) & ВЫПОЛНЕНО(f2) & sor = ОТНОШЕНИЕ ОБЪЕКТОВ(O₁, O₂) & ЭТИОЛОГИЯ ПРОЦЕССА{E, P, O₁, O₂, t) = b \rightarrow j в множество возможных вариантов(b) & b \in множество возможных причин процесса(P) & НАЧАЛО(j) = t.

Описание причин события.

Если модель знания содержит описание связи событий и для некоторого варианта причинной закономерности этой связи событий выполнены условие на причину и условие на воздействующие факторы, то этот вариант причинной закономерности рассматриваемой связи входит во "множество возможных вариантов", причинно-следственная связь этой этиологии входит во множество возможных причин "события", а за начало этого варианта причинной закономерности связи событий принимается момент времени, в который произошло событие, являющееся причиной этой связи:

$V \in$ СВЯЗЬ СОБЫТИЙ(E₁, E₂ sor) & МОМЕНТ ВРЕМЕНИ(E₁) = t & j \in ПРИЧИННАЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЬ 2(B) & f1 \in УСЛОВИЕ НА ВОЗДЕЙСТВУЮЩИЕ ФАКТОРЫ(j) & f2 \in УСЛОВИЕ НА ПРИЧИНУ(j) & ВЫПОЛНЕНО(f1) & ВЫПОЛНЕНО(f2) & sor = ОТНОШЕНИЕ ОБЪЕКТОВ(O₁, O₂) & СВЯЗЬ СОБЫТИЙ (E₁, E₂, O₁, O₂, t) = b \rightarrow j в множество возможных вариантов(b) & b \in множество возможных причин события (E₂) & НАЧАЛО(j) = t.

Остальные соглашения, устанавливающие причину для событий, определяются аналогично.

Свойства интервалов разбиения, которые соответствуют периодам динамики процесса.

Если некоторый процесс входит в описание оперативной обстановки, то в модели действительности (базе данных) с этим процессом связано разбиение оси времени такое, что количество интервалов в этом разбиении равно количеству периодов динамики данного процесса. Начало первого периода динамики процесса совпадает с началом процесса, а длительность каждого интервала разбиения находится между нижней и верхней границами длительности этого периода динамики, определенными в базе знаний (рис.2):

$P \in \text{процесс} \ \& \ \text{ПЕРИОДЫ ДИНАМИКИ}(P) = P1 \ \& \ \text{LENGTH}(P1) = W \ \& \ \sigma = \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(P) \rightarrow$

$\text{LOWER BOUND}(\sigma, 1) = \text{НАЧАЛО}(P) \ \& \ \text{INTERVALSNUMBER}(\sigma) = W \ \& \ ((\text{UPPER BOUND}(\sigma, k) - \text{LOWERBOUND}(\sigma, k)) \subseteq [\text{LOWER BOUND}(\text{ELEMENT}(P1, k), \text{UPPER BOUND}(\text{ELEMENT}(P1, k))])$.

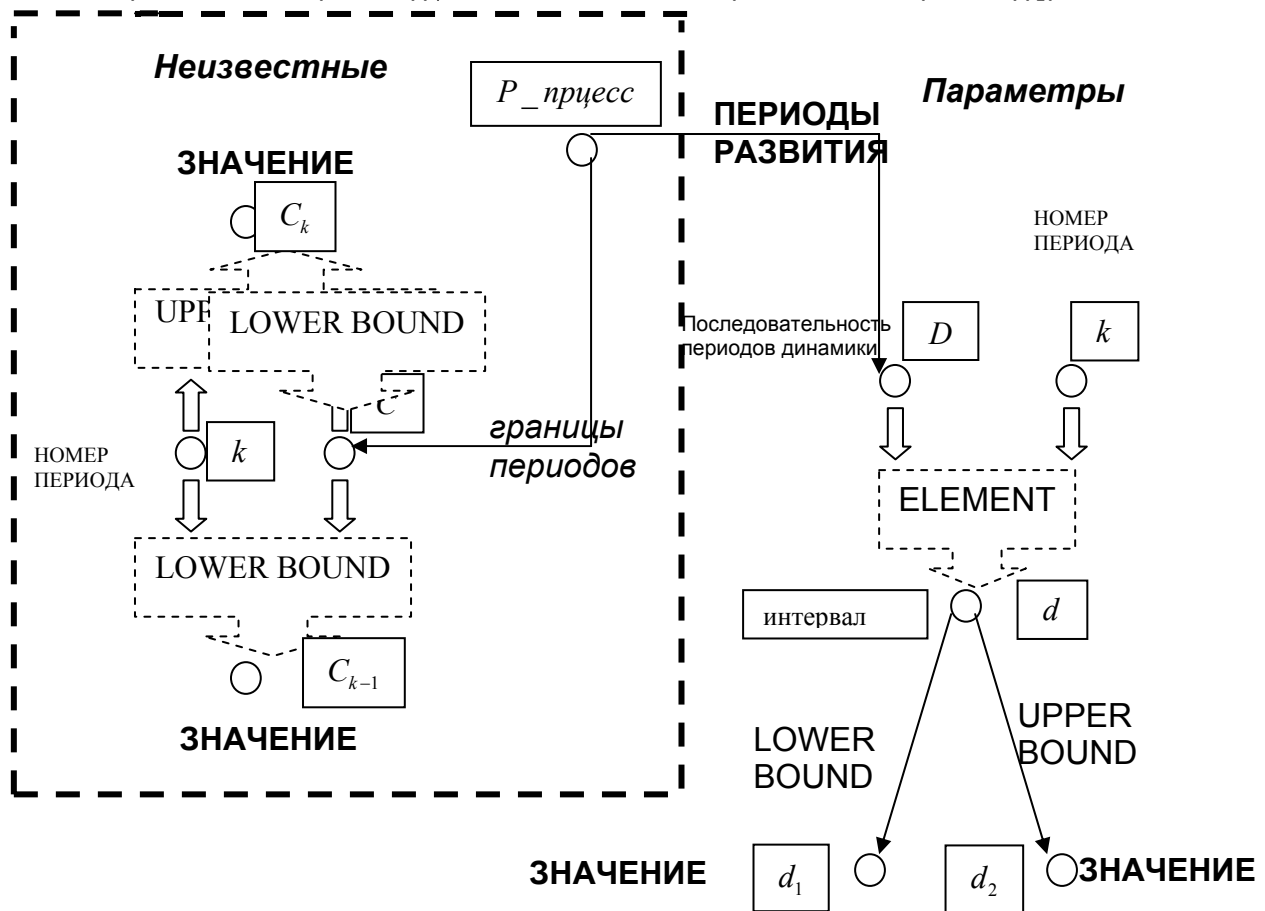


Рис. 2. Схема неизвестных и параметров, связанных с периодами развития процесса

Обозначения, используемые в рисунке:

О - сорта модели действительности, сорта модели знания и общие сорта;

← - функции одной переменной (стрелка идет от аргумента к значению функции);

→ - одноместные функции системы шкал (стрелка идет от аргумента к значению функции);

⇓ - многоместные функции системы шкал (стрелки идут от аргументов к значению функции).

Свойства разбиения оси времени, связанного с признаком

В этом разделе приводятся условия, налагаемые на границы интервалов разбиения оси времени, связанного с признаком.

Причинно-следственные связи, определяющие значения некоторого признака на двух соседних интервалах разбиения оси времени, связанного с этим признаком, различны:

$S \in \text{признак} \ \& \ i \in [2, \text{INTERVALS NUMBER}(\text{РАЗБИЕНИЕ } 1(S))] \ \& \ \text{ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ}(i, S) = b2 \ \& \ \text{ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ}(i-1, S) = b1 \rightarrow b2 \neq b1.$

Если для i -го и $(i-1)$ интервалов разбиения s оси времени t связанного с некоторым признаком, ни одна из причинно-следственных связей $b1$ и $b2$ не является нормой, то нижняя граница i -го интервала (S_{i-1}) является либо концом последнего периода динамики причинно-следственной связи $(i-1)$ -го интервала ($b1$), либо началом причинно - следственной связи i -го интервала ($b2$) (рис.3):

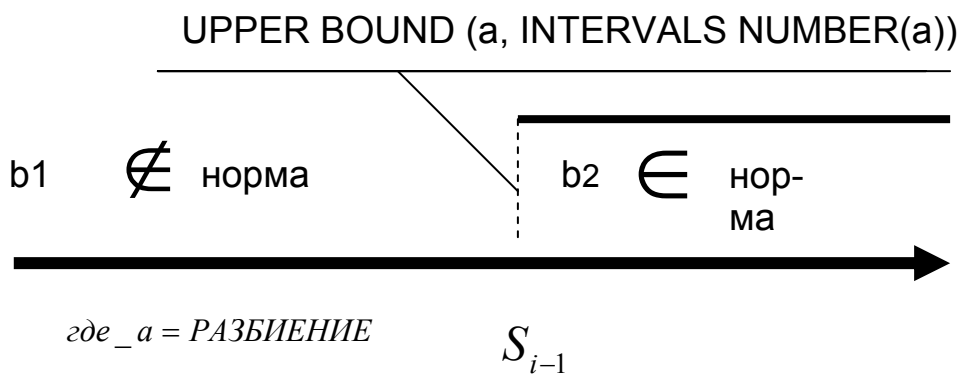


Рис.3. Определение границ разбиения, связанного с признаком для случая, когда ни одна из причинных связей не является нормой.

$S \in \text{признак} \ \& \ \sigma = \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(S) \ \& \ i \in [2, \text{INTERVALS NUMBER}(\sigma)] \ \& \ \text{ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ}(j-1, S) = b1 \ \& \ b1 \in \text{норма} \ \& \ a = \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(b1) \ \& \ \text{ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ}(i, S) = b2 \ \&$

$b2 \notin \text{норма} \rightarrow \text{LOWER BOUND}(\sigma, i) = \text{UPPER BOUND}(a, \text{INTERVALS NUMBER}(a)) \vee \text{LOWER BOUND}(\sigma, i) = \text{НАЧАЛО}\{b2\}.$

Определение причинно-следственных связей, действующих на некотором i интервале разбиения оси времени, связанного с признаком.

Здесь приводятся соотношения, устанавливающие, какие из причинно-следственных связей, действующих на некотором i интервале разбиения оси времени, связанного с признаком S , определяют значения этого признака.

Определим "множество возможных причинных связей" для i -го интервала разбиения оси времени, связанного с рассматриваемым признаком S , следующим образом.

Если на i -м интервале разбиения оси времени, связанного с рассматриваемым признаком, хотя бы для одного варианта причинно-следственного отношения нормы выполнено условие на причину и на воздействующие факторы, то причинно-следственная связь норма входит во "множество возможных причинных связей". Этот вариант входит во "множество возможных вариантов" для рассматриваемого причинно-следственного отношения:

НОРМА(S) = B & Q = INTERVALS NUMBER(РАЗБИЕНИЕ 1(S)) & $i \in [1$
 INTERVALS NUMBER(Q)] & J \in ПРИЧИННАЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЬ 2(B) & ВЫПОЛНЕНО(УСЛОВИЕ НА ВОЗДЕЙСТВУЮЩИЕ ФАКТОРЫ(j)) & ВЫПОЛНЕНО(УСЛОВИЕ НА ПРИЧИНУ(j)) & b = НОРМА(S) \rightarrow j в множество возможных вариантов b) & b \in множество возможных причинных связей(S, i).

Если на i-м интервале разбиения оси времени, связанного с рассматриваемым признаком, для некоторого варианта проявления процесса (воздействия ВГСЧ) выполнены условия на причину и воздействующие факторы, то этот вариант проявления процесса входит во "множество возможных вариантов" рассматриваемой причинно-следственной связи.

B \in ПРОЯВЛЕНИЕ ПРОЦЕССА(P, S, sor) & σ = РАЗБИЕНИЕ1(S) & k = [1, INTERVALS NUMBER(σ)] & j \in ПРИЧИННАЯ ЗАКОНОМЕРНОСТЬ 2(B) & ВЫПОЛНЕНО(УСЛОВИЕ НА ВОЗДЕЙСТВУЮЩИЕ ФАКТОРЫ(j) \cup УСЛОВИЕ НА ПРИЧИНУ(j)) & sor = ОТНОШЕНИЕ ОБЪЕКТОВ(O_1, O_2) & ОПИСАНИЕ ДИНАМИКИ(j) = D & b = ПРОЯВЛЕНИЕ ПРОЦЕССА(P, S, O_1, O_2 , i) & ϕ = РАЗБИЕНИЕ 1(j) & LOWER BOUND(σ , k) \geq LOWER BOUND(ϕ , j) \rightarrow INTERVALS NUMBER(ϕ) = \cup & $v \in [1, v]$ ((UPPER BOUND(ϕ , v) - LOWER BOUND(ϕ , v)) \in [LOWER

ВЫПОЛНЕНО(УСЛОВИЕ НА ВОЗДЕЙСТВУЮЩИЕ ФАКТОРЫ(j)) \cup УСЛОВИЕ НА ПРИЧИНУ(j)) & sor = ОТНОШЕНИЕ ОБЪЕКТОВ(O_1, O_2) \rightarrow j \in множество возможных вариантов(b) & b \in множество возможных причинных связей(S, i) & НАЧАЛО (j) = t.

Для элементов "множество возможных причинных связей" на i-м интервале разбиения оси времени, связанного с рассматриваемым признаком, значение функции ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ () имеет максимальный приоритет:

S \in признак & ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ (i, S) = b & ВАРИАНТ (b) = j \rightarrow b \in SUPREMIUM (множество возможных причинных связей(S, i), ПРИОРИТЕТ) & j \in множество возможных вариантов (b);

ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ(i, S) = b & b \in норма & ВАРИАНТ(b) = j \rightarrow НАЧАЛО(j);

ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ(i, S) = b & b \in реакция на событие & ВАРИАНТ(b) = j \rightarrow НАЧАЛО(b) = НАЧАЛО(j);

ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ(i, S) = b & b \in ВОЗДЕЙСТВИЕ ПСФ1(D, S, O_1, O_2 , i) & ВАРИАНТ(b) = j \rightarrow НАЧАЛО(b) = НАЧАЛО (j) & РАЗБИЕНИЕ1(b) = РАЗБИЕНИЕ 1(j).

На i-м интервале разбиения, связанного с рассматриваемым признаком, значение функции ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ должно удовлетворять условию на следствие.

Значение признака, являющегося следствием некоторого варианта причинно-следственной связи нормы, должно входить в область значений следствия этого варианта нормы (причем связь причинно-следственной связи и причинно-следственного отношения осуществляется именно по этому варианту):

b \in норма & b = ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ(S, i) & РАЗБИЕНИЕ 1(S) = σ & S(m) = L & m \in [LOWER BOUND(σ , i), UPPER BOUND(σ , i)] & ВАРИАНТ(b) = j \rightarrow L \in ОБЛАСТЬ ЗНАЧЕНИЙ СЛЕДСТВИЯ(j).

Значение признака, являющегося следствием некоторого варианта рассматриваемой причинно-следственной связи, кроме нормы, должно входить в область значений следствия этого варианта в любой момент времени из его (варианта причинно-следственной связи) периодов динамики (причем связь причинно-следственной связи и причинно-следственного отношения осуществляется именно по следующему варианту):

$b = \text{ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ}(S, j) \ \& \ S(m) = L \ \& \ \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(S) = \sigma \ \& \ m \in [\text{LOWER BOUND}(\sigma, i), \text{UPPER BOUND}(\sigma, i)] \ \& \ b = \text{PHC}(E, S, O, O, t) \ \& \ \text{ВАРИАНТ}(b) = j \ \& \ \phi \ \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(b) \ \& \ \text{ОПИСАНИЕ ДИНАМИКИ}(j) = D \ \& \ m \in [\text{LOWER BOUND}(\phi, 1), \text{UPPER BOUND}(\phi, 1)] \rightarrow L \in \text{ОБЛАСТЬ ЗНАЧЕНИЙ СЛЕДСТВИЯ}(D);$

.....
 $b = \text{ПРИЧИННАЯ СВЯЗЬ}(S, j) \ \& \ S(k) = L \ \& \ \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(S) = \sigma \ \& \ b = \text{ВОЗДЕЙСТВИЕ ПСФ}1(D, S, O, O, k) \ \& \ k \in [\text{LOWER BOUND}(\sigma, i), \text{UPPER BOUND}(\sigma, i)] \ \& \ \text{ВАРИАНТ}(b) = j \ \& \ \phi = \text{РАЗБИЕНИЕ } 1(b) \ \& \ \text{ОПИСАНИЕ ДИНАМИКИ}(j) = D \ \& \ v \in [1, \text{LENGTH}(D)] \ \& \ m \in [\text{LOWER BOUND}(\phi, v), \text{UPPER BOUND}(\phi, v)] \rightarrow L \in \text{ОБЛАСТЬ ЗНАЧЕНИЙ СЛЕДСТВИЯ}(\text{ELEMENT}(D, v)).$

Выводы

Построенная онтологическая модель предметной области является базисом, обеспечивающим:

- формализацию представления тех знаний, которые не изменятся в процессе эксплуатации системы;
- возможность прогнозирования состояния оперативной обстановки на пожаре, используя сохраненные в базе знания прецеденты в виде вариантов причинно-следственных связей;
- корректное функционирование подсистемы генерации проектов управленческих решений за счет задания ограничений на множество возможных ситуаций, имеющих место в исследуемой предметной области.

Список литературы

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – М.: Недра, 1972. -225 с.
2. Артемьева И.Л., Гаврилова Т.Л., Клещев А.С. Логические модели второго порядка для предметных областей //НТИ, 1997.- Серия 2.- № 6.- С. 14 - 30.
3. Клещев А.С., Артемьева И.Л. Необогатенные системы логических соотношений. Часть 2 // Научно-техническая информация, серия 2 "Информационные процессы и системы", 2000.- № 8.- С. 8-18.
4. Kleshev A.S. Artemjeva I.L. *A structure of domain ontologies and their mathematical models.* - In The Proceeding of the Pacific Asian Conference on Intelligent Systems 2001, Korea Intelligent Information Systems Society (PAIS 200 П. November 16-17. 2001, pp. 410-420. <http://www.iacrj.dvo.ru/es/publ/154.rtf>.
5. Артемьева И.Л., Цветников В.А., Реутов В.А. Иерархическая модель онтологии физической химии: Часть I. Модель онтологии "Сущности" // Препринт. ИАПУ ДВО РАН. Владивосток, 2001. - 24 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 14.04.09*

К ВОПРОСУ ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЭЛЕМЕНТОВ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ МАРГАНЦЕВЫХ ШАХТ

Приведены результаты исследований вентиляционных сетей марганцевых шахт на основании которых предложены оптимальные параметры их элементов.

Наведено результати досліджень вентиляційних мереж марганцевих шахт на основі яких рекомендовані оптимальні параметри їх елементів.

The results of researches of vent networks of manganese mines are resulted which the optimum parameters of their elements are offered on the basis of.

Введение. Основными требованиями, которым должны удовлетворять вентиляционные сети шахт, являются минимальные энергозатраты на проветривание при обеспечении всех потребителей необходимым количеством воздуха и наилучшая управляемость вентиляционных струй в аварийном режиме, обеспечивающая безопасность ведения горных работ. Наиболее эффективны те вентиляционные сети, которые обеспечивают минимальные утечки воздуха, включают наименьшее число вентиляционных сооружений, используют выработки, пройденные для других целей, обеспечивают устойчивое направление движения воздуха и требуют меньшего объема дополнительных выработок, предназначенных для вентиляции.

Важную роль в шахтных вентиляционных сетях играет схема движения воздушного потока. При одной и той же топологии сети могут использоваться различные схемы проветривания шахты. Применение рациональной схемы проветривания может значительно повысить эффективность шахтной вентиляционной сети за счет сокращения пути движения воздуха в ней [1, 2, 3]. Этот способ позволяет значительно снизить энергозатраты связанные с перемещением воздушного потока по сети горных выработок, однако для его реализации необходимы дополнительные капитальные затраты на проведение вертикальных горных выработок (стволов, скважин, группы скважин) позволяющих сократить путь движения воздуха по вентиляционной сети и служащих для вывода исходящей струи на поверхность в месте ведения горных работ. Сокращение пути движения воздушного потока по шахтной вентиляционной сети может, в известной мере, служить единственным средством экономического решения проблем вентиляции при разработке шахтных полей больших размеров [1, 3]. Особенно это существенно для шахтных полей с небольшой глубиной залегания горизонтального пласта (70-100 м), таких например, как в условиях Подмосковского или Никопольского бассейнов.

Постановка задачи Применяемые в настоящее время на марганцевых шахтах вентиляционные сети с центральными схемами проветривания малоэффективны и могут быть использованы лишь при небольших производственных мощностях шахт и размерах шахтных полей, при условии надежной герметизации вентиляционных сооружений и применении средств для уменьшения утечек воздуха. В условиях значительного увеличения размеров шахтных полей, неглубокого залегания (40-100 м) месторождения и весьма слабых, обладаю-

щих плавучими свойствами надрудных глин и пород необходима разработка более совершенных вентиляционных сетей с использованием прямооточных схем проветривания с выводом исходящей струи воздуха на фланге шахтного поля в районе ведения горных работ.

Результаты исследований выполненных на угольных шахтах Донбасса [2, 3] показали, что использование шахтных вентиляционных сетей с вертикальными горными выработками для вывода исходящей вентиляционной струи (подаче свежего воздуха) в районе ведения горных работ, позволяет снизить депрессию вентиляционной сети, увеличить количество воздуха поступающего в шахту, уменьшить утечки воздуха и др. Вместе с тем применение таких вентиляционных сетей без достаточного научного и экономического обоснования приводит, как правило, к снижению эффективности проветривания.

Анализ литературных источников и применяемых в настоящее время схем проветривания марганцевых шахт свидетельствует о том, что исследование вентиляционных сетей марганцевых шахт и разработка на этой основе оптимальных параметров их элементов в целом является актуальной задачей. Основными вопросами при решении этой актуальной задачи являются:

- качественный и количественный анализ энергозатрат на перемещение воздуха в элементах вентиляционной сети;
- установление оптимальных параметров элементов вентиляционных сетей.

Результаты работы. Вентиляционные сети с прямооточными схемами проветривания могут быть реализованы только при условии последовательной проходки вертикальных горных выработок (вентиляционных стволов или скважин) в районе ведения очистных работ, что позволяет учитывать динамику развития горных работ и осуществлять вывод исходящей струи воздуха непосредственно в зоне концентрации горных работ, а не транспортировать загрязненный воздух по всей вентиляционной сети в обратном направлении. При этом достигается значительное сокращение длины пути вентиляционной струи, повышение надежности схемы и уменьшение утечек воздуха. По мере продвижения горных работ вентиляционные стволы или скважины погашаются, а взамен их проводятся новые.

Проветривание выработок по данной схеме осуществляется следующим образом (рис.1). Свежий воздух подается по центральному и вентиляционному стволам 1, 2 и далее по главному откаточному 3 и выемочному штрекам в забой. Исходящая струя по вентиляционному штреку 4 и вентиляционному стволу или скважине 5 выводится на поверхность. При приближении горных работ к вентиляционному стволу, последний герметизируется, а исходящая струя выводится через вновь сооруженный вентиляционный ствол или скважину с шагом $A = L/n$ от предыдущего (n – количество вентиляционных стволов или скважин, сооружаемых последовательно с поверхности на штрек за период отработки шахтного поля). Часть воздуха подается по главному вентиляционному штреку в количестве, необходимом только для его проветривания.

При такой схеме отсутствует противонаправленное движение свежей и исходящей струй воздуха, что обуславливает эффективное сквозное проветривание и сводит к минимуму утечки воздуха.

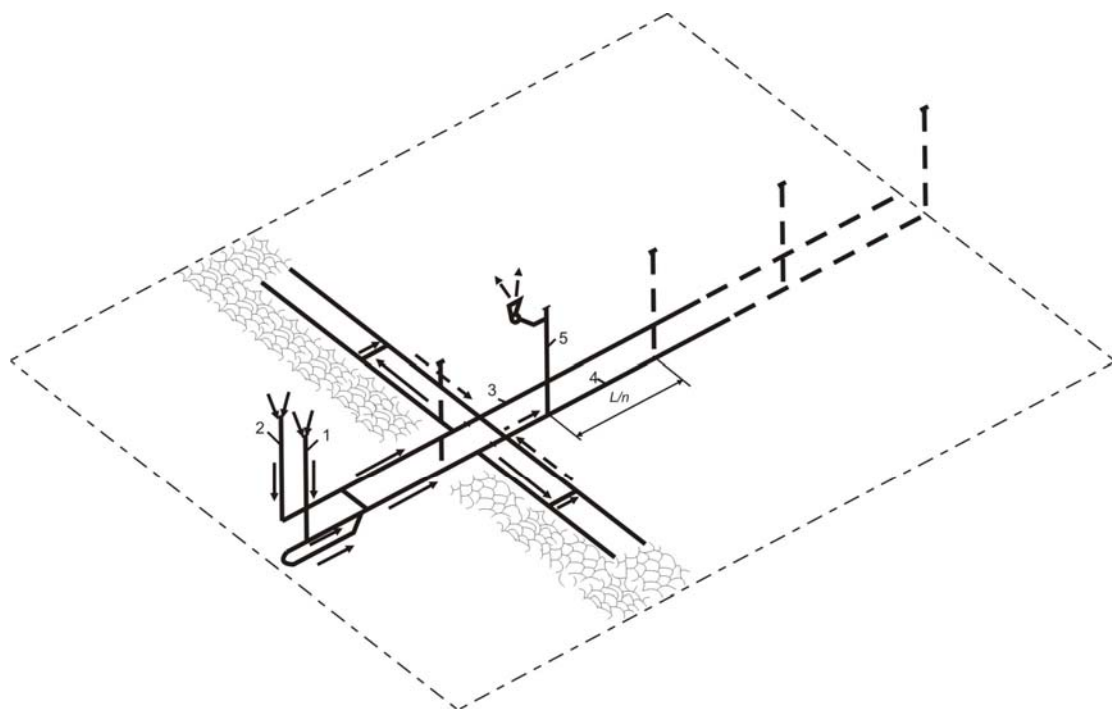


Рис. 1. Вентиляционная сеть с вариантом прямоточной схемы движения воздуха при отработке шахтного поля прямым ходом: 1 – центральный ствол; 2 – вентиляционный ствол; 3 – главный откаточный штрек; 4 - вентиляционный штрек; 5 – вентиляционный ствол или скважина.

Вентиляционные стволы или скважины по мере подвигания горных работ сохраняются на весь период отработки и могут использоваться в качестве запасных выходов и для различных вспомогательных операций. Надежность схемы проветривания и безопасность ведения горных работ при этом значительно повышаются. В тот период, когда очистные работы находятся на незначительном расстоянии от главного ствола, проветривание горных выработок производится по центральной схеме.

Для реализации описанной схемы проветривания весьма важно знание таких параметров, как количество воздухоподающих вентиляционных стволов или скважин, место их заложения в схеме и диаметр или сечение. Эти параметры оказывают значительное влияние на капитальные затраты при конструировании схем вентиляции. При определенных условиях вывод исходящей струи в предлагаемых схемах может осуществляться не только через вентиляционный ствол или скважину, но также и через группу скважин заданного диаметра. Поэтому, для выбора варианта вывода исходящей струи необходимо дать оценку каждому из них.

При движении воздушного потока по горным выработкам на величину расхода энергии оказывают влияние: площадь поперечного сечения выработки S ; ее длина l ; коэффициент аэродинамического сопротивления α ; расход воздуха Q и период проветривания T . Параметры S и α удобнее представить в виде, обеспечивающем переход к удельному аэродинамическому сопротивлению

$$r = \frac{\alpha_i p_i}{S_i^3} \quad (1)$$

где α_i , p_i и S_i – соответственно, коэффициент аэродинамического сопротивления, периметр и сечение i -й горной выработки.

При использовании описанных выше схем проветривания, значительная часть энергии затрачивается на преодоление аэродинамического сопротивления магистральных выработок, длина которых зависит от длины шахтного поля L .

Затраты на перемещение воздуха по любой горной выработке сети равны [4, 5]

$$C = k_{э.э} \cdot Q^3 \cdot Tr_i \cdot l_i \quad (2)$$

где $k_{э.э}$ – коэффициент, учитывающий годовую стоимость электроэнергии для данной энергосистемы,

$$k_{э.э} = 85,88 \frac{\mathcal{Y}}{\eta} \quad (3)$$

где \mathcal{Y} – тариф за 1кВт расходуемой электроэнергии (для предприятий 0,26 грн/кВт);

η – КПД вентиляционной установки (принимается не менее 0,6).

С учетом значений параметров \mathcal{Y} и η коэффициент $k_{э.э} = 37,22$.

Капитальные затраты на проходку 1 пог. м вентиляционного ствола в условиях Никопольского месторождения определяются с учетом следующих видов работ: выемка горной массы при проходке, возведение временной крепи, возведение межрамных ограждений, оборудование сопряжения вентиляционного ствола с горизонтальной выработкой, бетонные работы по возведению постоянной крепи. Кроме того учитывается также стоимость материалов, затрачиваемых на сооружение ствола: металлокрепь, межрамные ограждения временной крепи, бетон и др. Все показатели взяты на основании обработки данных сводных смет по проектам, составленных по действующим прејскурантам на горнопроходческие работы и оптовые цены на материалы с учетом транспортных и заготовительно-складских работ. Номенклатура и количество материалов определялись в зависимости от вида технологического процесса при проведении вентиляционного ствола и организационно-технических условий его выполнения.

В результате математической обработки полученных статистических данных (рис. 2) получена функциональная зависимость величины капитальных затрат на сооружение 1 пог. м вентиляционного ствола $K_{ств.}$ от его диаметра D с достоверностью $R^2 = 0,9538$ в интервале $D = 2 \dots 8$ м, которая имеет следующий вид

$$K_{ств.} = 4190,6 \cdot D^{0,97} \text{ грн/пог. м} \quad (4)$$

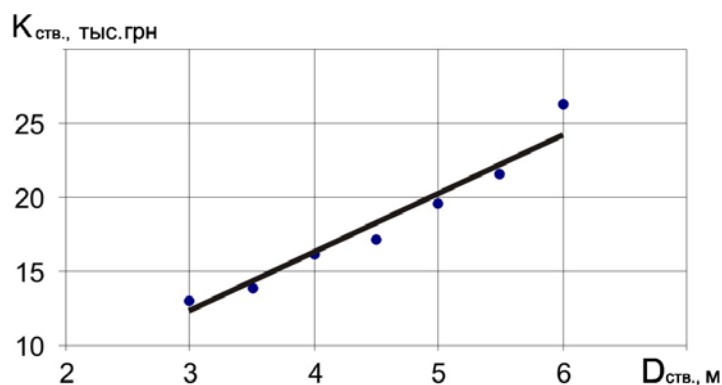


Рис. 2. Зависимость величины капитальных затрат на сооружение 1 пог. м вентиляционного ствола $K_{ств.}$ от его диаметра D .

Стоимость 1 пог.м скважины выражается зависимостью (рис. 3), полученной на основании данных по сооружению скважин в условиях Никопольского бассейна с достоверностью $R^2 = 0,9912$

$$K_{скв.} = 1904,8 \cdot d^{1,15} \text{ грн/пог. м,} \quad (5)$$

где d – диаметр скважины, м.

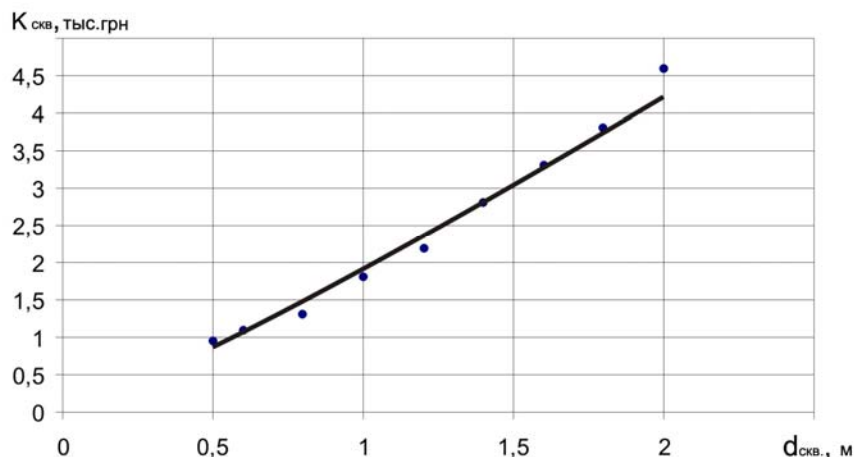


Рис. 3. Зависимость величины капитальных затрат на сооружение 1 пог. м вентиляционной скважины $K_{скв.}$ от ее диаметра d .

Схемы проветривания с использованием вентиляционных стволов или скважин для вывода исходящей струи в районе горных работ оказывают значительное влияние на величину сопротивления движению воздуха по выработкам сети. Однако, как было указано выше, реализация этих схем требует значительных дополнительных затрат на проведение шурфов или скважин. Поэтому, учитывая, что топология сети и сечения горных выработок заданы, за критерий эффективности схем проветривания принят минимум суммарных затрат на перемещение воздуха по выработкам сети и проведение вентиляционных шурфов, скважин или групп скважин.

При замене вентиляционного ствола группой из n_2 скважин, при условии постоянства депрессии сети $h_{скв.} = h_{ств.}$ [2],

$$\frac{\alpha_{скв.} P_{скв.} Q^2 l}{n^2 S_{скв.}^3} = \frac{\alpha_{ств.} P_{ств.} Q^2 l}{S_{ств.}^3}$$

Выражая периметр через диаметр, получим

$$\frac{\alpha_{скв.}}{n^2 d^5} = \frac{\alpha_{ств.}}{D^5}$$

откуда

$$n_2 = \left(\frac{\alpha_{скв.}}{\alpha_{ств.}} \right)^{0,5} \left(\frac{D}{d} \right)^{2,5}, \quad (6)$$

где $\alpha_{скв.}$, $\alpha_{ств.}$ – соответственно коэффициент аэродинамического сопротивления скважины и ствола; $P_{скв.}$, $P_{ств.}$ – соответственно периметры скважины и ствола, м; $S_{скв.}$, $S_{ств.}$ – площади сечения скважины и ствола, м²; n – количество скважин в одной группе; Q – количество воздуха, проходящее через группу скважин или ствол, м³/с; l – длина скважины или ствола, м.

Естественно, что замена вентиляционного ствола группой скважин целесообразна, если выполняется условие

$$\frac{K_{\text{ств}}}{n_2 K_{\text{скв}}} \geq 1 \quad (7)$$

Таким образом, отношение (7) является критерием эффективности при выборе сооружения ствола или группы скважин. Обозначим его символом E .

Подставляя в условие (7) значения $K_{\text{ств}}$ и $K_{\text{скв}}$, с учетом соотношения (6), получаем выражение для определения эффективности замены вентиляционного ствола группой скважин.

$$E = 2,2 \frac{D^{0,97}}{d^{1,15}} \left(\frac{\alpha_{\text{ств.}}}{\alpha_{\text{скв.}}} \right)^{0,5} \left(\frac{d}{D} \right)^{2,5} \quad (8)$$

Из выражения (8) следует, что величина критерия E зависит от соотношения $\frac{d}{D}$ и $\frac{\alpha_{\text{ств.}}}{\alpha_{\text{скв.}}}$. Коэффициент аэродинамического сопротивления α определяется по видоизмененной (без ущерба для точности) формуле Прандтля-Никурадзе [2, 6]

$$\alpha = \frac{0,0153}{\left(2 \lg \frac{3,7d}{\Delta} \right)^2} \quad (9)$$

где Δ – эквивалентная шероховатость стенок крепи скважин, м.

При условии одинаковой эквивалентной шероховатости в скважине и стволе, которую при продолжительном сроке службы можно принимать равной 3 мм [3], выражение (4.8) представим в виде

$$E = 2,2 \frac{D^{0,97}}{d^{1,15}} \frac{\lg \frac{3,7d}{\Delta}}{\lg \frac{3,7D}{\Delta}} \left(\frac{d}{D} \right)^{2,5} \quad (10)$$

После упрощения получим

$$E = 2,2 \frac{D^{0,97}}{d^{1,15}} \frac{(3,09 + \lg d)}{(3,09 + \lg D)} \left(\frac{d}{D} \right)^{2,5}$$

или

$$E = \frac{d^{1,35}}{D^{1,53}} \frac{(6,8 + 2,2 \cdot \lg d)}{(3,09 + \lg D)} \quad (11)$$

Если в результате расчета по выражению (11) выполняется условие $E > 1$, то экономически выгодно вместо вентиляционного ствола применить группу из n_2 скважин диаметром d . Значение n_2 определяется из соотношения (6) и, с учетом выражения (9) равно

$$n_2 = \frac{3,09 + \lg D}{3,09 + \lg d} \left(\frac{D}{d} \right)^{2,5} \quad (12)$$

Таким образом, для оценки возможности использования вместо вентиляционного ствола группы скважин при неизменной депрессии, необходимо за-

даться значениями D , d и определить значение E . Если $E > 1$, то n_z определяется по выражению (12).

Анализ расчетов по выражениям (11) и (12) свидетельствует о том, что в случае с заданной величиной депрессии, применение группы скважин экономически оправдано только при диаметрах скважин более 1,2 м. Наибольшие значения критерия E достигают при условии замены вентиляционного ствола одной скважиной такого же диаметра.

В производственных условиях чаще всего встречается вариант, при котором депрессия сети изменяется в широких пределах. В этом случае при оценке возможности применения группы скважин вместо вентиляционного ствола необходимо учитывать и затраты на проветривание.

Для вентиляционного ствола величина суммарных затрат на сооружение и проветривание равна

$$\Phi_{\text{ств.}} = K_{\text{ств.}} + C_{\text{ств.}}$$

или с учетом (3) и (4) и значений параметров γ и η

$$\Phi_{\text{ств.}} = 4190,6 \cdot D^{0,97} l + 37,22 \cdot QH_{\text{ств.}} T, \quad (13)$$

где T – период службы ствола, лет; $H_{\text{ств.}}$ – депрессия ствола, Па.

Для группы скважин величина затрат на бурение и проветривание равна

$$\Phi_{\text{скв.}} = K_{\text{скв.}} + C_{\text{скв.}}$$

или с учетом (3) и (5) и значений параметров γ и η

$$\Phi_{\text{скв.}} = 1904,8 \cdot d^{1,15} n_z l + 37,22 \cdot QH_{\text{скв.}} T \quad (14)$$

где $H_{\text{скв.}}$ – депрессия скважин, Па.

С учетом (3) и того, что

$$H_{\text{скв.}} = \frac{6,5\alpha_{\text{скв.}} l Q^2}{n_z^2 d^5}$$

$$\Phi_{\text{скв.}} = 1904,8 \cdot d^{1,15} n_z l + 241,93 \frac{Q^3 T \alpha_{\text{скв.}} l}{n_z^2 d^5} \quad (15)$$

Оптимальное количество скважин, соответствующее минимуму функции (15), определяется из уравнения

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n} = 1904,8 \cdot d^{1,15} l - 483,86 \frac{Q^3 T \alpha_{\text{скв.}} l}{n_z^3 d^5}, \quad (16)$$

откуда

$$n_{zo} = \left(\frac{Q^3 T \alpha_{\text{скв.}}}{3,94 \cdot d^{6,15}} \right)^{1/3} \text{ или } n_{zo} = \frac{QT^{1/3} \alpha_{\text{скв.}}^{1/3}}{1,58 \cdot d^{2,05}} \quad (17)$$

Подставив выражение (17) в формулу (15) с учетом несложных преобразований, получим

$$\Phi_{\text{скв.}} = 1809,55 \cdot QT^{1/3} \alpha_{\text{скв.}}^{1/3} l d^{-0,9} \quad (18)$$

По аналогии с соотношением (7) можно говорить, что применение скважин экономически выгодно, если выполняется условие

$$\frac{\Phi_{\text{ств.}}}{\Phi_{\text{скв.}}} > 1 \quad (19)$$

Подставляя в формулу (19) значения $\Phi_{\text{ств}}$ и $\Phi_{\text{скв}}$ из выражений (13) и (18) и выражая депрессию ствола через его параметры, получим критерий эффективности E_n при замене вентиляционного ствола группой скважин при условии непостоянства депрессии сети

$$E_n = \frac{d^{0,9} (17,32 \cdot D^{0,97} + Q^4 T^2 \alpha_{\text{ств.}} D^{-5})}{7,48 \cdot QT^{1/3} \alpha_{\text{скв.}}^{1/3}} \quad (20)$$

С учетом выражения (4.9) формула (4.20) примет следующий вид

$$E_n = \frac{14,8 \cdot D^{0,97} d^{0,9} (3,09 + \lg d)^{2/3}}{QT^{1/3} [1 + 2,21 \cdot 10^{-4} \cdot Q^4 T^2 D^{-5,97} (3,09 + \lg D)]^2} \quad (21)$$

Если $E_n > 1$, то целесообразно вместо вентиляционного ствола применять группу из n скважин заданного диаметра. Значение для каждого конкретного случая определяется по выражению (10).

Величина суммарных приведенных затрат при проветривании через скважину оптимального диаметра равна

$$\Phi_0 = 1904,8 \cdot d^{1,15} l + 37,22 Q H_0 T \quad (22)$$

Критерием эффективности использования группы скважин, как и в предыдущих задачах является отношение

$$E_o = \frac{\Phi_o}{\Phi_{\text{скв}}}$$

Подставляя вместо Φ_0 и $\Phi_{\text{скв}}$ их значения с учетом

$$H_{\text{скв}} = \frac{6,5 \alpha l Q^2}{d^5} \quad (23)$$

получим выражение для определения величины критерия использования группы вентиляционных скважин заданного диаметра вместо скважины оптимального диаметра

$$E_o = \frac{d^{0,9} (7,87 \cdot d_o^{6,15} + Q^3 T \alpha_{\text{скв.}})}{7,48 \cdot d_o^5 QT^{1/3} \alpha_{\text{скв.}}^{1/3}} \quad (24)$$

С учетом выражения (9)

$$E_o = \frac{d^{0,9} (3,09 + \lg d)^{2/3} [2057,52 \cdot d_o^{6,15} + Q^3 T (3,09 + \lg d_o)^{-2}]}{305,83 \cdot d_o^5 QT^{1/3}} \quad (25)$$

Анализ полученного выражения свидетельствует о том, что величина критерия E_o при отклонении от оптимальных значений диаметра скважин не превышает единицу, то есть замена одной скважины оптимального диаметра группой скважин меньшего диаметра экономически нецелесообразна. Но учитывая дополнительный эффект, который возникает за счет снижения общешахтной депрессии и улучшения обеспеченности забоев воздухом при использовании скважин, пробуренных в районе горных работ, такая замена в небольших пределах может быть оправдана.

Выводы. Установлены качественные и количественные характеристики затрат на сооружение элементов вентиляционных сетей, а также энергозатрат на перемещение воздуха по ним. Получены зависимости, позволяющие определять оптимальные параметры элементов вентиляционных сетей марганцевых шахт с учетом конструктивных особенностей этих элементов.

Список литературы

1. Эрнст Д. Проветривание фланговых участков через скважины большого диаметра в условиях неустойчивых пород. – Глюкауф, 1962.- № 18. – С.37-46.
2. Шибка Н.В, Бугло Н.И. О применении группы параллельных скважин для проветривания шахт / В кн.: Совершенствование проветривания шахт. Тр. ИГТМ АН УССР, вып. 2. – М.: Недра, 1971. – С. 113-115.
3. Совершенствование проветривания шахт с помощью специальных скважин / Ф.А.Абрамов, Н.А.Фролов, Н.В.Шибка и др. – М.: ЦНИИЭИугля, 1967. – 73 с.
4. Шевяков Л.Д. Основы теории проектирования угольных шахт. – М.: Углетехиздат, 1958. – 328 с.
5. Татомир К.И. Основы теории оптимального проектирования шахт. – К.: Наукова думка, 1975. – 294 с.
6. Абрамов Ф.А. Рудничная аэрогазодинамика. – М.: Недра, 1972. – 272 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кузьменком О.М.
Надійшла до редакції 14.04.09*

УДК 681.518:658.18

© В.В. Сайко

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПОТРЕБИТЕЛЬСКОГО ПОВЕДЕНИЯ В УЧЕБНЫХ ЗАДАЧАХ УПРАВЛЕНИЯ МАРКЕТИНГОМ

В работе предлагается типология мотивов потребления, обеспечивающая возможность количественной оценки их влияния на процесс потребления. Приведена методика использования предложенной типологии для реконструкции факторов потребительского поведения.

У роботі пропонується типологія мотивів споживання, що забезпечує можливість кількісної оцінки їхнього впливу на процес споживання. Наведено методику використання запропонованої типології для реконструкції факторів споживчої поведінки.

The article says about the typology of consumption motives which provides opportunity of a quantitative estimation of their influence on process of consumption. The technique of use of the offered typology for reconstruction of consumer behaviour is offered.

В процессе подготовки маркетологов часто возникает проблема понимания взаимосвязи мотивов потребления и особенностей потребительского поведения. Задача прогнозирования потребительского поведения считается творческой и допускает неоднозначные трактовки тех или иных концепций позиционирования товара или услуги. Принято считать, что, основываясь на знаниях о мотивах потребления товара, можно строить рекламную кампанию, формировать ассортимент и ценовую политику предприятия. Однако критерии «достаточности» знаний о мотивах довольно размыты – многие методики основываются лишь на выявлении доминирующих мотивов.

Характерным примером является анализ потребительского поведения при помощи построения ФКБ-матрицы [1,2]. Прием предусматривает ориентировочную оценку степени влияния рациональных и чувственных мотивов потребления (ось X), а также степени вовлеченности потребителя в процесс приобретения продукта (ось Y). ФКБ-матрица обеспечивает наглядную визуализацию

потребительской позиции, однако в настоящее время не существует методики численного определения положения исследуемого товара в системе координат матрицы. Такая неоднозначность является наиболее уязвимым недостатком приема.

Существуют подходы, основанные на более детальной классификации мотивов. Классификация SABONE, например, состоит из 5 элементов: безопасность, привязанность, комфорт, гордость и новизна [3,4] и создана специально для анализа мотивов потребления. Однако практики отмечают ее узкую ориентацию на определенные рынки, что затрудняет широкое использование этой классификации в различных областях потребления.

Работа В. Тамберга и А. Бадьина [4] содержит классификацию мотивов, в гораздо большей степени ориентированную на практическое использование. Классификация опирается на перечень из 8 базовых мотивов: безопасность, доминирование, секс, принадлежность, экономия, исследование, гедонизм, забота. Авторы предлагают комментарии к использованию указанного перечня и приводят примеры успешного применения методики. Тем не менее, эксперименты с экспертной оценкой степени влияния предложенных мотивов выявили ряд недостатков. Наиболее существенным является низкая степень согласованности оценок: при 6-8 экспертных сессиях коэффициент ранговой корреляции Кендалла не превышает 0,4. Это обусловлено, прежде всего, возможностью неоднозначного толкования сущности мотивов в условиях различных сфер потребления.

Таким образом, используемые в настоящее время методические приемы не предусматривают точного измерения мотивов и, поэтому, не дают однозначных результатов.

Целью данного исследования является разработка математической модели для прогнозирования характеристик потребительского поведения на основе информации о мотивах потребления конкретного продукта. Поставленная цель предполагает разработку такой типологии мотивов, которая обеспечивала бы их корректное измерение, а также проверку валидности и работоспособности предложенной типологии. Далее необходимо разработать методику прогнозирования потребительских требований к условиям реализации продукта на основе количественных оценок силы воздействия мотивов. Данное исследование выполнялось в ходе разработки учебного программно-информационного комплекса поддержки принятия решений в области управления продажами.

В результате экспериментов с различными наборами мотивов удалось сформировать перечень мотивов, восприятие которого респондентами вызывает минимум разночтений и обеспечивает достаточно полное формальное описание товара (см. табл.1).

Для получения количественных оценок значимости мотивов (весовых коэффициентов, весов) в условиях различных сфер потребления использовалась разработанная автором программная реализация метода парных сравнений [5]. При этом уровень согласованности не опускался ниже 0,7 по Кендаллу для 8-10 экспертов.

Предложенный перечень базовых мотивов потребления

№	Наименование мотива
1	Обеспечение безопасности, защиты, стабильности
2	Достижение статуса, уверенности, чувства принадлежности к определенному социальному слою
3	Удовлетворение внешней необходимости, связанной с профессиональной или бытовой деятельностью
4	Достижение привлекательности, сексуальности
5	Получение выгоды, пользы или экономии
6	Получение новых возможностей, впечатлений
7	Получение удовольствия, достижение комфорта
8	Импульс, неосознанное желание, эстетическая притягательность товара

Доказательством полноты и работоспособности сформированного перечня мотивов является возможность построения на его основе ФКБ-матрицы. Для выполнения такого рода проверки в предлагаемом перечне выделены мотивы, отражающие степень рациональности выбора (1, 3 и 5 мотивы) и его чувственную составляющую (4, 7 и 8 мотивы). Нормируя соотношение сумм весовых коэффициентов мотивов относительно единицы, можно однозначно определить положение конкретной товарной группы (товара/услуги) на оси «Разум – Чувства» (ось X):

$$x_i = 0,5 + \frac{0,5(m_4 + m_7 + m_8) - 0,5(m_1 + m_3 + m_5)}{m_1 + m_3 + m_5 + m_4 + m_7 + m_8}, \quad (1)$$

где m – веса мотивов.

Полагая, что степень вовлеченности в процесс покупки определяется не только степенью потребительской ценности товара (суммой значений весов мотивов), но и ценой товара, введем дополнительный атрибут формального описания товара – его относительную стоимость:

$$c_i = k_{cy} \frac{C_i}{D}, \quad (2)$$

где c_i – относительная стоимость товаров i -той сферы потребления, C_i – средняя стоимость товаров i -той сферы потребления нижнего ценового сектора, D – средняя зарплата в регионе, k_{cy} – коэффициент влияния относительной стоимости на степень вовлеченности по ФКБ.

Вторую составляющую степени вовлеченности определим в виде относительной суммы значений весов мотивов:

$$M_i = k_{My} \sum_{i=1}^8 m_i, \quad (3)$$

где M_i – степень влияния мотивов на вовлеченность в процесс покупки, k_{My} – коэффициент влияния мотивов на степень вовлеченности по ФКБ.

Таким образом, положение товарной группы на оси Y (степень вовлеченности в процесс покупки) можно определить в диапазоне от 0 до 1 при помощи выражения:

$$y_i = \frac{(c_i + M_i)_j}{\max[(c_i + M_i)_1, \dots, (c_i + M_i)_j]}, \quad (4)$$

где $j=1 \dots J$ – количество анализируемых товарных групп.

Имеющиеся данные позволяют дополнить классическую ФКБ-матрицу еще одним параметром – точностью определения координат продукта. Его положение будем отмечать не точкой, а окружностью, диаметр которой отражает погрешность определения значений мотивов:

$$E_i = \frac{\sum_{i=1}^8 (m_{i \max} - m_{i \min})}{8}, \quad (5)$$

т.е. средним значением суммы разностей максимальных и минимальных значений весов, определенных на основе медианных и квартильных значений оценок экспертов.

Результаты автоматического формирования ФКБ-матрицы для 14 сфер потребления приведены на рис. 1.

Полученные результаты соответствуют нормам и правилам построения ФКБ-матрицы и, кроме того, предполагают возможность однозначного определения положения продукта в поле матрицы. Таким образом, экспериментально подтверждена полнота и работоспособность предложенного набора мотивов.

В результате корреляционного анализа весов мотивов потребления и оценок значимости 29 потребительских требований (ПТ) для конкретных сфер потребления [5] выяснилось, что существует очевидная, хотя и неявная связь между этими показателями.

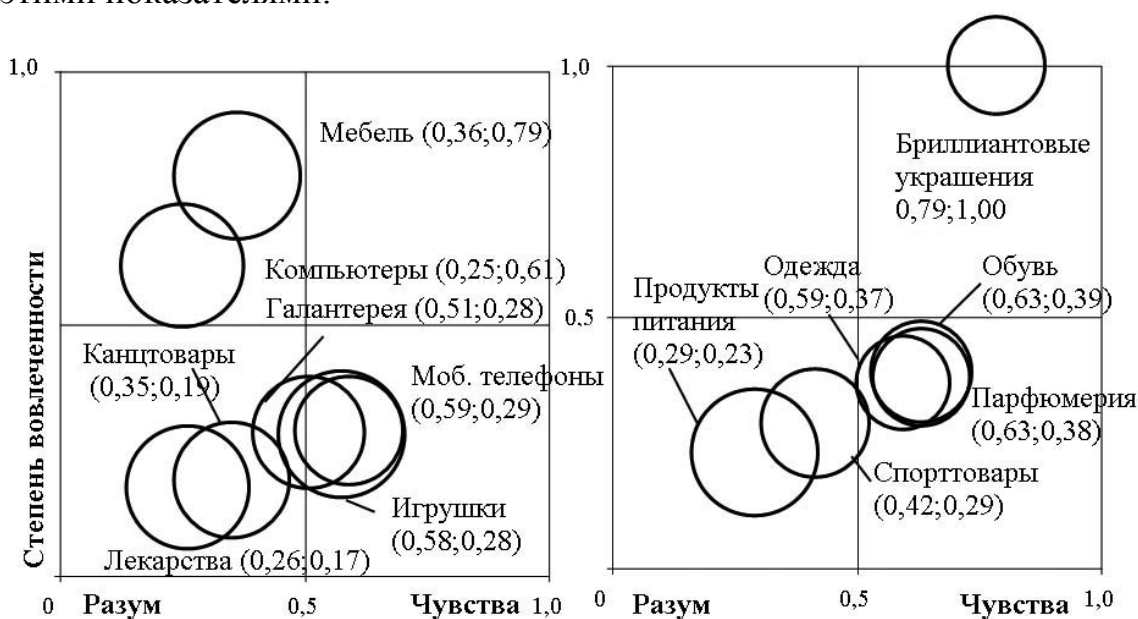


Рис. 1. Результаты автоматического формирования ФКБ-матрицы (в скобках указаны x- и y-координаты окружностей)

С целью формализации обнаруженной взаимосвязи для каждого ПТ определены 3 параметра (в перечень параметров, кроме мотивов, включен индекс влияния цены), имеющие наиболее сильное корреляционное влияние. Поскольку имеющиеся данные обладают характерными признаками неполноты и нечеткости, для формирования прогнозной модели целесообразно использовать нечеткий вывод. Таким образом, для каждого потребительского требования имеется 3 лингвистических переменных (значения некоторых мотивов и/или индекс влияния цены), каждая из которых представлена двумя термами, отражающими противоположные понятия («малое значение», «большое значение»). Для указанных термов можно определить функции принадлежности вида:

$$\mu_E(x) = [1 + \exp(-a(x - c))]^{-1}, \quad (6)$$

где x – значение входной переменной, для которого рассчитывается степень принадлежности, a – коэффициент концентрации, c – координата перегиба функции. Поскольку характер зависимости был неочевиден, первоначальные значения параметров функции (6) выбирались таким образом, чтобы формальные описания противоположных понятий были симметричными.

На первом этапе формирования модели использовалась обучающая выборка из 13 строк параметров, включающих данные о значениях весов мотивов и потребительских требований для 13 сфер потребления (СП). В основе модели лежат 8 ($n=1\dots 8$) правил вывода по Сугено вида:

$$R_n: \text{IF } m_1 \text{ is } m_L \ \& \ m_2 \text{ is } m_L \ \& \ m_3 \text{ is } m_H \ \text{THEN } r_n = a_n, \quad (7)$$

где $m_1\dots m_3$ – значения входных переменных, m_L/m_H – термы («малое значение»/«большое значение»), r_n – результат выполнения правила, a_n – константа. Обучение модели проводилось в среде MatLab.

Не смотря на недостаточный объем обучающей выборки, на первом этапе были получены результаты, подтверждающие возможность построения работоспособной системы из 28 нечетких моделей – прогнозные значения ПТ для тестовой сферы потребления, параметры которой не входили в обучающую выборку, оказались в пределах квартильного размаха (см. рис. 2). Здесь и далее на рисунках по оси абсцисс откладываются значения оценок важности ПТ.

На втором этапе параметры моделей корректировались таким образом, чтобы минимизировать появление отрицательных итоговых значений вывода. После этого проводилось повторное обучение модели на выборке из 50 строк, что соответствовало общепринятым требованиям относительно объемов обучающей выборки для обучения нечетких моделей. Полученные на втором этапе результаты обеспечивали гораздо более высокую точность (см. рис. 3).

Третий этап построения модели предусматривал построение прогнозного набора ПТ для сферы потребления, не входящей в обучающую выборку. Для сгенерированных наборов значений ПТ проводился GAP-анализ (анализ разрывов) [6]. В данном случае содержание анализа сводилось к поиску логических объяснений наличия разрывов между значениями ПТ близких сфер потребления. В качестве исходных данных для анализа использовались

сравнительные диаграммы (см. рис. 4), в которых данные были проранжированы по величине разрыва значений одних и тех же потребительских требований для двух близких по структуре мотивов сфер потребления.



Рис. 2. Результаты первого этапа построения нечеткой модели: медианные значения оценок экспертов и прогнозные значения по тестовой СП

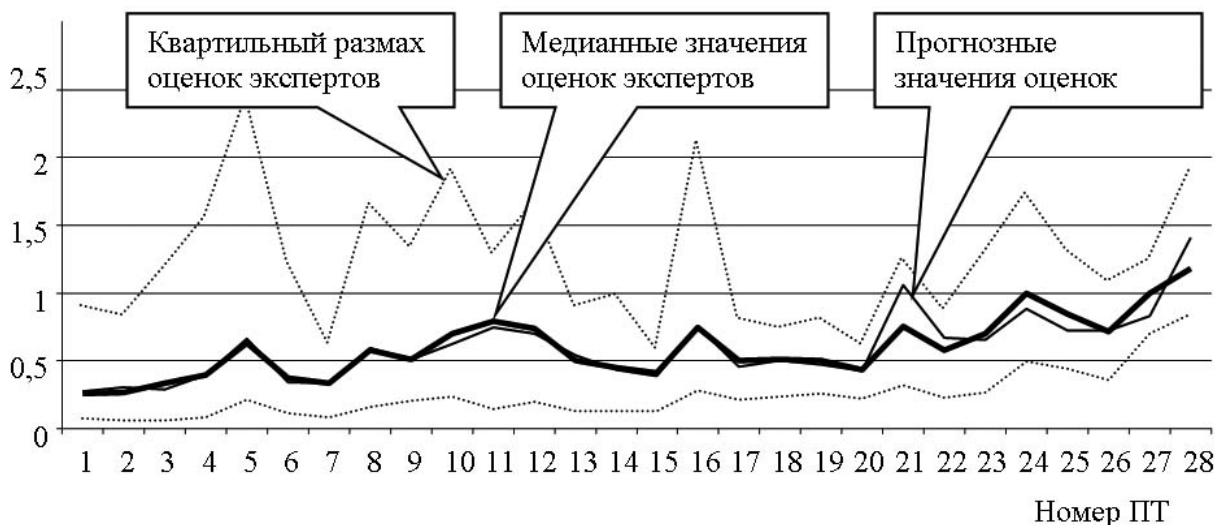


Рис. 3. Результаты второго этапа построения модели: медианные значения оценок экспертов и прогнозные значения по СП, включенной в обучающую выборку

Таким образом, анализ известных методик оценки мотивов потребления позволил выявить недостатки, ограничивающие их практическое использование.

Предложена типология мотивов, обеспечивающая возможность получения численных оценок силы их воздействия для различных сфер потребления. Полнота и конструктивность предложенного набора мотивов подтверждена экспериментально. В ходе экспериментов отработана методика автоматического построения ФКБ-матрицы на основе оценок значимости мотивов. Предло-

женная методика, в отличие от традиционного подхода к построению ФКБ-матрицы, предусматривает однозначное определение координат ее элементов.



Рис. 4. Третий этап построения модели: исходные данные для GAP-анализа потребительских требований по двум сферам потребления

В результате корреляционного анализа взаимосвязей между мотивами потребления и потребительскими требованиями установлена возможность прогнозирования значений потребительских требований. Разработана система нечетких прогнозных моделей, предназначенная для автоматического генерирования значений потребительских требований на основе имеющихся оценок значимости мотивов потребления. Работоспособность системы моделей подтверждена экспериментально. Соответствующее программное обеспечение используется в настоящее время в учебном процессе в Институте предпринимательства «Стратегия», г. Желтые Воды.

Список литературы

1. McWilliam, Gil. Low Involvement Brands: Is the Manager to Blame? // Marketing Intelligence and Planning.-1997, 15/12, pp. 60-70.
2. Aaker, Jennifer L. Dimensions of Brand Personality //Journal of Marketing Research.-1997, #34 (August), pp. 347-356.
3. Трусов Г.Л. SABONE - модель покупательских мотивов по Ж.Ф. Кролару // <http://www.glossostav.ru/49/>
4. Тамберг В., Бадьин А. Классификация мотивов потребления // http://www.iteam.ru/publications/marketing/section_62/article_2693/
5. Saiko V. Specific characteristics of applying the paired comparison method for parameterization of consumer wants // Annals. Computer Science Series. Volumul VI, Tibiscus University.-2009.- pp. 210-219.
6. Saiko V. GAP ranking method as a part of GAP-analysis // Nauka i Studia. -Nr 4(9).-Przemysl: "Nauka i studia", 2008.- pp. 27-33.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 12.05.09*

КОНКУРЕНЦІЯ ЯКОСТІ – ОСНОВА КОНЦЕПЦІЇ МАРКЕТИНГУ ОСВІТНІХ ПОСЛУГ

Розглянуто основні аспекти формування конкурентноспроможних переваг вищих навчальних закладів. Проаналізовано взаємозв'язок між якістю освітніх послуг і потребою в молодих спеціалістах на ринку праці. Запропоновано шляхи підвищення конкурентноспроможності випускників вузів.

Рассмотрены основные аспекты формирования конкурентноспособных преимуществ высших учебных заведений. Проанализирована взаимосвязь между качеством образовательных услуг и востребованностью молодых специалистов на рынке труда. Предложены пути повышения конкурентноспособности выпускников вузов.

The main aspects of the formation of competitive advantages of higher educational institutions were considered. The connection between the quality of educational services and the demand for young professionals in the labor market were analyzed. The ways of increasing the competitiveness of graduates were suggested.

Вступ. Останніми роками в українському суспільстві досить стійко сформувався погляд на освіту як вигідну й перспективну інвестицію капіталу, тому що люди з більш високим освітнім рівнем мають більш високі доходи і, відповідно, більш високий рівень життя. Перспективна частина суспільства, особливо молодь, тягнеться до вищої освіти, пов'язуючи з цим надії на краще майбутнє, бачить у знаннях, кваліфікації, компетентності запоруку ділової кар'єри та життєвого успіху. Розвиток ринкових відносин спонукав до серйозних змін у сфері вищої освіти. В Україні сформувався ринок освітніх послуг, що пропонує широкий вибір вищим навчальних закладів (ВНЗ) різних організаційно-правових форм і напрямів підготовки за різними спеціальностями, що мають у своєму розпорядженні різні форми й методи навчання. Рівень оплати освітніх послуг теж коливається в значних межах. Різко зросла конкуренція серед навчальних закладів у справі залучення потенційних студентів. Диверсифікованість навчальних закладів посилює дисбаланс на ринках праці й освітніх послуг як за кількісними, так і за якісними компонентами.

Постановка задачі. Очевидно, що в цих умовах необхідно розробляти нові підходи і напрями вдосконалення організаційно-економічного механізму функціонування вищих навчальних закладів. Одним з найважливіших інструментів такої роботи є маркетингова діяльність, що включає не тільки аналіз сильних і слабких сторін навчального закладу, можливостей і вимог ринку, але й характеристику конкурентних закладів, їхніх відмітних особливостей [1]. Метою даної роботи є аналіз формування конкурентних переваг висщих навчальних закладів на основі маркетингових досліджень.

Результати. В основі будь-якої конкурентноспроможності лежить здатність постійно розвиватися, впроваджувати інноваційні технології. Для навчальних закладів – це нові освітні програми. Однак, освітня програма – продукт специфічний, який вимагає багато часу на розробку й погодження, а також залучення великої кількості викладачів-професіоналів, що беруть участь у підготовці фахівців. При цьому виникають також інші проблеми, наприклад, кожному закладу складно диференціювати власні освітні програми з урахуванням своїх конкурентів.

тних переваг і в той же час дотримуватись встановлених національних стандартів освіти. В умовах відсутності достатнього фінансування труднощі виникають у керівництві викладацьким складом, що, в свою чергу, виступає як вирішальний елемент маркетингу освітніх послуг. До того ж доводиться переборювати традиційно високу інертність академічного середовища. Не менш складно буває визначити, яким чином і якою мірою співвідношення в освітніх програмах викладацького та дослідницького компонентів впливає на якість освітніх послуг та авторитет вузу. Головні ж труднощі полягають у тому, що на освітні послуги не можна точно спрогнозувати попит, адже він завжди індивідуальний. Великою мірою це справедливо, якщо йдеться про нову освітню послугу. Заздалегідь підготувати й надати послугу в тому вигляді, що забезпечить їй попит, дуже важко. Тому виведення на ринок нових освітніх програм завжди пов'язаний з великим ризиком. Список проблем можна продовжити, кожна з них по-своєму цікава для дослідника. В рамках даної статті розглядається одна з основних тенденцій розвитку маркетингу вищої освіти, яку можна вважати цікавою і перспективною у найближчому майбутньому, – це формування конкурентних переваг вищих навчальних закладів. У зв'язку з цим на прикладі діяльності Національного гірничого університету (м. Дніпропетровськ) проілюстровано комплексність і складність даної тенденції маркетингу освіти.

Конкурентоспроможність вузу, а значить і його освітніх програм, можна визначити через сукупність кількох факторів, головними з яких виступають незадоволена потреба ринку праці в профільних фахівцях і якість їхньої підготовки, що зумовлює рівень фактичної потреби у випускниках навчальних закладів як з боку суспільства, так і з боку економіки. Основними споживачами освітніх програм навчальних закладів поряд зі студентами, опосередковано, тобто через випускників, виступають такі інституції як ринок праці й державні органи. Саме держава встановлює свої вимоги й стандарти, що орієнтуються не тільки на підготовку фахівців потрібної кваліфікації, але й на задоволення потреб особистості в інтелектуальному, культурному і моральному розвитку. Виділяючи певні бюджетні кошти, держава бере активну участь у підготовці професіоналів, а ВНЗ, у свою чергу, виконують важливе соціальне завдання – забезпечують масовість вищої освіти.

В умовах ринкової економіки, коли більша частина підприємств має недержавну форму власності, держава не може повною мірою отримати віддачу від фахівців, підготовка яких здійснювалася за державний рахунок. У свою чергу, вищий навчальний заклад як державна структура не має можливості контролювати розподіл випускників. Однак, щороку перед кожним ВНЗ виникає питання обов'язкового працевлаштування молодих фахівців. Як можна вирішити цю проблему? Тут потрібно розглянути два аспекти: якщо мова йде про так зване відпрацьовування студентами отриманої державним коштом освіти, то це має бути організовано на державному рівні. Саме держава «замовляє» фахівців для всіх галузей економіки і на законодавчому рівні зобов'язана передбачити відповідні механізми «відпрацьовування» навчання. Вищий навчальний заклад готує фахівців певного рівня кваліфікації, виконуючи свою безпосередню функцію. Служби вузу можуть тільки допомогти в пошуках роботи, надаючи інформацію про вакансії. А пряме працевлаштування, на нашу думку, не може бути обов'язком навчального закладу, адже на сьогодні кожен заклад освіти не має

законодавчих важелів, які можуть вплинути на рішення випускника віддати своєрідний борг власній державі.

Другий, важливий аспект: декларуючи безкоштовну масову вищу освіту, держава врешті-решт одержує спеціалістів з низьким рівнем професіоналізму або вузькоспрямованої спеціалізації, які не мають попиту в приватних роботодавців. До того ж ринок освітніх послуг не завжди корелюється з попитом на ринку праці [2]. Ринок праці більше піддається змінам, чого не скажеш про ринок освітніх послуг; адже перший залежить від розвитку різних галузей, в яких коливання попиту на вакансії спостерігається щорічно, тому повна погодженість освітніх програм і попиту на фахівців – завдання досить складне.

Сьогодні потрібно розглянути конкуренцію на ринку праці не між пропозицією з боку молодих фахівців і попитом роботодавців [3]. Адже вакансій достатньо, у той час як серед молодих спеціалістів близько 30% безробітних. Чим можна пояснити подібне протиріччя? Швидше за все, справа в тому, що професійні та кваліфікаційні параметри молодих спеціалістів не відповідають вимогам роботодавців. Прагнучи залучити якомога більше студентів, навчальні заклади розширюють спектр спеціальностей і спеціалізацій, не замислюючись над тим, що є головним для випускника вищого навчального закладу: багатопрофільність чи вузька спеціалізація. Тільки третина випускників знаходить роботу відповідно до своєї спеціальності. Іншим потрібно перекваліфікуватися в процесі трудової діяльності. Ситуація складається таким чином, що випускники користуються вакансіями при розподілі тільки з метою набуття першого професійного досвіду. Мало хто з них залишається працювати на підприємстві більш тривалий строк. Для цього існують різні причини, але найголовніша з них – відсутність матеріальної зацікавленості, а також системи чіткої градації майбутніх кар'єрних перспектив. Належить зауважити, що й роботодавці не завжди задоволені якістю освіти молодих спеціалістів, особливо випускників так званих закладів «широкого профілю».

Головне завдання вузу сьогодні – підготувати і виховати фахівця, якій уміє вчитися, ставити перед собою завдання і вирішувати їх, який має практичні навички та досвід дослідницької роботи. У цьому й полягає якість освітніх послуг навчального закладу. Чим більше адаптовані освітні програми вузів до вимог ринку праці, тим вища компетентність, а виходить, і конкурентоспроможність їхніх випускників. На сьогодні організація працевлаштування випускників, її форми й методи, визначаються тільки навчальним закладом. До речі, на ринку праці зовсім не приділяється спеціальної уваги адаптації молодих фахівців. Хоча, як показують останні дослідження, «приспосованість» випускників вузів до вимог ринку праці – одна з важливих конкурентних переваг освітньої установи. Аналіз інформації потенційних роботодавців теж підтвердив обов'язковість адаптаційного періоду для молодих спеціалістів від 1 до 3 років.

Якщо говорити про створення системи управління процесами підготовки, працевлаштування та адаптації випускників вузів, то вона повинна враховувати саме довгострокові тенденції, що складаються на ринку праці, а також економічну й демографічну ситуацію в регіоні. Однак, створення такої системи, на наш погляд, натрапляє на такі серйозні протиріччя між:

– завданням підготовки молодих спеціалістів відповідно до вимог замовників та особливостями системи вузівської освіти;

- перевагою теоретичної підготовки випускників і браком необхідних навичок практичного використання отриманих знань;
- інтересами окремої організації або батьків та інтересами суспільства;
- життєвими й професійними прагненнями випускників і реальними можливостями їхнього здійснення;
- сьогоdnішніми потребами ринку праці й прогнозованою його структурою на тривалий період.

Імовірність розв'язання перелічених протиріч ускладнюється непростою соціально-економічною і демографічною ситуацією в Україні та зокрема в нашому регіоні. Це також позначається на якості кадрового забезпечення освіти, зумовлює відставання в оснащенні вузів сучасною матеріально-технічною базою. З іншого боку, спостерігається слабка загальна підготовка вступників до вузів, немало питань виникає у зв'язку з очікуванням зниження числа абітурієнтів 2008 – 2011 рр. через демографічний спад. Результати опитувань, проведених відділом маркетингу НГУ, дозволили зробити висновок, що ще п'ять років тому основним критерієм професійної орієнтації був вибір конкретного вищого навчального закладу відповідно до його іміджу, сформованого на підставі оцінки найбільш значимих для потенційного абітурієнта мотиваційних факторів [4]. Сьогодні соціальна привабливість, популярність і відкритість вузу посідають останні місця в рейтингу пріоритетності. Твердження, що тільки відомий вуз може дати якісну освіту вже не відповідає дійсності. Опитування 2008 року показало, що абітурієнти почали звертати увагу на такі фактори як якість освіти і конкурентоспроможність майбутніх випускників на ринку праці, тобто найбільш значимими стали «матеріальні» чинники. Сьогодні майбутні студенти приділяють увагу рівню надання університетом освітніх послуг, а саме:

- запровадженню у вузі новітніх навчальних технологій,
- кваліфікованості викладачів;
- наявності державних ліцензій на спеціальності.

П'ять років тому цей показник не відіграв великої ролі для вступників, посідаючи за рангом одне з останніх місць. Різкий перехід від незначущості мотиватора до його високої пріоритетності свідчить про те, що змінилася структура мислення абітурієнтів – для них стало більш важливим отримання не просто вищої освіти, а саме високоякісної підготовки, що підтвержується обізнаністю респондентів з системою виявлення якості освіти.

Крім того, як показало анкетування, для абітурієнтів велике значення при виборі вузу має потреба у випускниках на ринку праці. П'ять років тому абітурієнти не звертали уваги на цей показник, віддаючи йому п'яте місце за рангом значущості. Ситуація, яка складається сьогодні, свідчить про те, що вони починають хвилюватися за працевлаштування, ще не будучи студентами. Така тенденція, передусім, викликана бурхливим розвитком економіки, відкриттям та відновленням галузей промисловості, які потребують залучення нових висококваліфікованих фахівців.

Необхідно зауважити, що більшість абітурієнтів, які вступають до НГУ останнім часом, професійно орієнтовані і діють згідно з алгоритмом професійного вибору: «вибір конкретної спеціальності – вибір конкретного вузу» (53,6%). Цей факт ще раз підкреслює перехід мислення абітурієнтів від «я ви-

бираю вуз, його імідж, тільки потім напрям підготовки або спеціальність» до більш конструктивного, який дозволяє упевнитись у системі якості освіти й попиту на конкретні спеціальності. Результати анкетування дали змогу сформулювати узагальнений «мотиваційний профіль» абітурієнта НГУ (рис.1). Причому, всі респонденти, незалежно від параметричних характеристик, підтвердили домінуючу роль освітніх послуг.

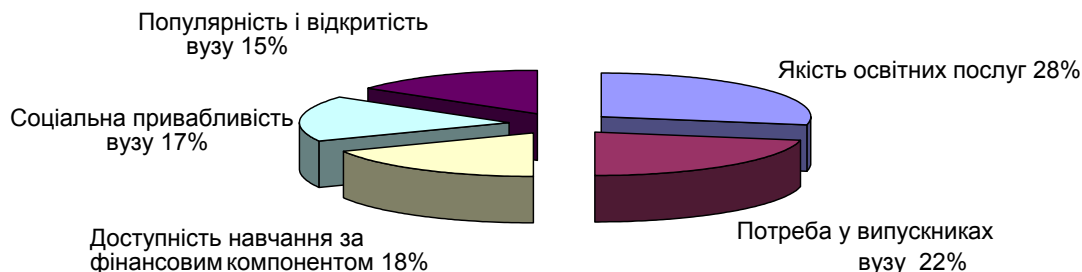


Рис. 1. Мотиваційний профіль потенційних абітурієнтів НГУ

Таким чином, в умовах конкуренції, що загострюється, для залучення потенційних абітурієнтів, крім авторитетності вузу, стає усвідомленою необхідністю оцінка якості освітніх послуг (як стосовно спеціальностей, так і в цілому освітньої установи). Результати оцінки загалом допоможуть передбачити реальну кількість абітурієнтів, що обрали аналогічний з вузами-конкурентами напрям підготовки (або спеціальність). Але справедливості ради треба зазначити, що абітурієнт має дещо приблизне уявлення про якість освітніх послуг, сформоване відгуками «інформованих осіб» (друзів, родичів, шкільних педагогів і т. д.) у відносних категоріях: краще, гірше, порівняно з...

Реально оцінити якість знань випускників може тільки роботодавець. Навряд чи суспільству в цілому і роботодавцям зокрема потрібні люди з дипломами, які відрізняються від інших тільки тим, що протягом кількох років слухали стандартний набір лекцій. На нашу думку, конкурентоспроможність сучасного випускника вузу в першу чергу залежить не від найменування навчального закладу, який він закінчив, а від його здатності мислити, діяти, знаходити нові рішення і, звичайно, від ступеня оволодіння різними технологіями.

За таких умов стає необхідною істотна модернізація взаємного співробітництва вузів і роботодавців. Один з ефективних шляхів такого співробітництва – цільове навчання за рахунок підприємств-замовників. В Україні, на жаль, ще погано працює схема «вуз – підприємство». Тим часом саме вона дозволяє вирішити як проблему працевлаштування випускників і забезпечення кваліфікованими кадрами ринку праці, так і підвищити якість професійної складової навчання. Наприклад, в НГУ за рахунок коштів юридичних осіб навчається трохи більше 5% від усієї кількості студентів. Хоча потрібно зауважити, що з переходом підприємств у приватну форму власності необхідність у висококваліфікованих фахівцях зростає. Так, ВАТ «Павлоградвугілля» за останні два роки збільшено кількість своїх студентів практично вдвічі. Проведене опитування підприємств – представників різних галузей, показало, що вони задоволені рівнем професійної підготовки молодих спеціалістів – випускників НГУ.

Як висновок, слід зазначити, що в основному оцінка діяльності вищих навчальних закладів повинна ґрунтуватися на таких критеріях як потреба роботодавців у випускниках та якість їхньої підготовки. Якщо освітня установа готує

«потрібних» фахівців належної якості, то документи про освіту стають конвертованими на ринку праці; за протилежних обставин «диплом фахівця» ігнорується більшістю роботодавців. Інший спосіб швидко одержати адекватну оцінку підготовки молодого фахівця – рівень його заробітної плати після закінчення вищого навчального закладу. Звичайно, більшою мірою це стосується недержавного сектора економіки.

Висновок. Результати досліджень за останні п'ять років показали зміну пріоритетів абітурієнтів. Найбільш значними стали такі чинники, як високоякісна освіта й попит конкретних спеціальностей серед роботодавців. Для отримання об'єктивної інформації про конкурентні переваги навчальних закладів на ринку праці, потрібно, не порушуючи державних стандартів вищої освіти, дозволити ліцензованим вищим навчальним закладам видавати дипломи від власного імені. Система акредитації в цьому випадку несе на собі функцію державного контролю якості освітніх послуг, а не їхнього гарантування. У даній ситуації кожний вуз дуже швидко одержить адекватну оцінку своїм освітнім послугам на ринку праці. Ринок праці, у свою чергу, буде в меншій мірі дезорієнтований державою. Вузи змушені будуть підвищувати якість освіти, готувати спеціалістів або більш широкого профілю, або високої кваліфікації. Результати анкетування показали, що фахівці, які виходять зі стін НГУ, мають стійкий попит на ринку праці. Так, 95% від опитаних підприємств гірничодобувної галузі промисловості мають потребу у спеціалістах Національного гірничого університету і повністю задоволені рівнем їхньої підготовки. Випускники НГУ на власному досвіді переконуються, що успішна кар'єра починається ще в аудиторіях університету і базується не тільки на фундаментальних знаннях, але й на бажанні працювати та домагатися поставлених цілей. У той же час 74% випускників досить високо оцінили НГУ як вищий навчальний заклад, а близько 60% молодих фахівців, які щорічно залишають стіни Національного гірничого університету, впевнено почувають себе на ринку праці.

Сьогодні попит населення на вищу освіту досить високий, поступово відновлюється його реальна цінність. Однак, мова йде не просто про збереження сформованої вітчизняної системи вищої освіти в її кількісних параметрах. Постає питання про новий якісний рівень освіти, здатний забезпечити нарощування науково-технічного потенціалу суспільства, формування адекватної кадрової структури для розвитку економіки й сфери послуг, а головне – підвищення професійної конкурентоспроможності випускників вузів на сучасному ринку праці.

Список літератури

1. Сагинова О.В. Маркетинг высшего образования: основные понятия, новые тенденции и перспективы. Международная школа бизнеса российской экономической академии им. Г.В. Плеханова. – http://www.marketologi.ru/lib/saginova/high_edu.html.
2. Браверман А. Маркетинг в российской экономике переходного периода /А. Браверман. – М.: Экономика, 1997. – 543 с.
3. Шевченко Д.А. Маркетинговый анализ молодежного рынка труда и образования. – <http://www.cfin.ru/press/practical/2002-02/05.shtml>.
4. Миляева Л.Г. Маркетинговый инструментарий для оценки соответствия содержания и качества образовательных услуг потребностям обучающихся /Л.Г. Миляева, Н.В. Волкова // Маркетинг в России и за рубежом. – 2004. – № 1. – С. 90–101.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Піловим П.І.
Надійшла до редакції 07.05.09*

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Andrzej Krowiak – доктор техн. наук, ведучий спеціаліст Головного інститута горного дела Катовице, Польща

Алексеев Александр Михайлович – аспірант кафедри системного аналізу і управління НГУ, г. Дніпропетровськ

Алексеев Михаил Александрович – доктор техн. наук, професор кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем НГУ, г. Дніпропетровськ

Анисимов Олег Александрович – кандидат техн. наук, старший науковий співробітник Інститута по проектуванню горних підприємств НГУ, г. Дніпропетровськ

Бойко Александрович Владимирович – кандидат техн. наук, с.н.с. кафедри інформаційних технологій і систем Національної металургічної академії України, г. Дніпропетровськ

Бойко Владимир Александрович – доктор техн. наук, професор кафедри АОТ НГУ, г. Дніпропетровськ

Бойко Олег Александрович – асистент кафедри автоматизації і комп'ютерних систем НГУ, г. Дніпропетровськ

Брагинец Дмитрий Дмитриевич – м.н.с. ИГТМ НАН України, г. Дніпропетровськ

Бубликов Андрей Викторович – асистент кафедри АКС НГУ, г. Дніпропетровськ

Голинько Владимир Иванович – доктор техн. наук, професор, зав. кафедри АОТ НГУ, г. Дніпропетровськ

Грюллер Герхард – доктор інженерних наук, професор кафедри мехатроніки університету FH-Reutlingen, Німеччина

Денищенко Александр Валерьевич – канд. техн. наук, доцент кафедри транспортних систем і технологій НГУ, г. Дніпропетровськ

Диденко Валерий Петрович – кандидат техн. наук, с.н.с., ведучий науковий співробітник лабораторії іскробезпечності МакНІІ, г. Макеевка

Дідик Олександр Костянтинівич – кандидат техн. наук, старший викладач кафедри автоматизації виробничих процесів Кіровоградського Національного технічного університету

Дриженко Анатолий Юрьевич – доктор техн. наук, професор кафедри ОГР НГУ, г. Дніпропетровськ

Ермак Леонид Дмитриевич – кандидат хім. наук, доцент Криворізького технічного університету

Зиль Валерий Васильевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри технологій горного машинобудування НГУ, г. Дніпропетровськ

Иконников Максим Юрьевич – аспірант кафедри аерології і охорони праці НГУ, г. Дніпропетровськ

Ишков Валерий Валериевич – кандидат геол.-мін. наук, зав. каф. мінералогії і петрографії НГУ, г. Дніпропетровськ

Кирия Руслан Виссарионович – с.н.с. ИГТМ НАН України, г. Дніпропетровськ

Клочков Віктор Григорович – кандидат техн. наук, професор кафедри аерології і охорони праці НГУ, м. Дніпропетровськ

Ковалев Виктор Максимович - кандидат техн. наук, с.н.с. ООО «НТЦ «ВНИИХИМПРОЕКТ», г. Київ.

Коваленко Александр Николаевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри системного аналізу і управління НГУ, г. Дніпропетровськ

Ковбаса Елена Владимировна – студент-магістрант кафедри автоматизованого управління технологічними процесами Запорізької державної інженерної академії

Колесник Валерій Євгенійович – доктор техн. наук, професор кафедри екології НГУ, м. Дніпропетровськ

Коптовец Александр Николаевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри транспортних систем и технологий НГУ, канд. техн. наук, доцент кафедри транспортних систем и технологий НГУ, г. Днепропетровск

Корчемагін Віктор Олександрович – доктор геол.-мін. наук, професор кафедри корисних копалин та екологічної геології Донецького Національного технічного університету

Кочкарев Юрий Александрович – доктор техн. наук, професор кафедри інформатики и информационной безопасности Черкасского государственного технологического университета

Кузнєцов Денис Іванович – студент КТУ, м. Кривий Ріг

Куліковська Ольга Євгенівна – кандидат техн. наук, доцент, докторант кафедри маркшейдерії Криворізького технічного університету.

Купін Андрій Іванович – кандидат техн. наук, доцент, завідувач кафедри комп'ютерних систем та мереж КТУ, м. Кривий Ріг

Кучерова Наталья Сергеевна – м.н.с. кафедри інформатики и информационной безопасности Черкасского государственного технологического университета

Ларионов Григорий Іванович – с.н.с. ИГТМ НАН Укаины, г. Днепропетровск

Лебедев Яков Яковлевич – кандидат техн. наук, доцент кафедри аэрологии и охраны труда НГУ, г. Днепропетровск

Левченко Максим Васильович – аспірант кафедри екології НГУ, м. Дніпропетровськ

Липовий Роман Вадимович – аспірант кафедри АКС НГУ, м. Дніпропетровськ

Лященко Антонина Івановна – старший преподаватель кафедри програмного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

Малюга Анатолий Семенович – кандидат техн. наук, доцент кафедри інформатики КДПУ им. В. Виниченка, г. Кировоград

Мамедов Олександр Іванович – доцент кафедри екології Кременчуцького університету економіки, інформаційних технологій і управління

Миняйло Наталья Александровна – ассистент кафедри автоматизированного управления технологическими процессами Запорожской государственной инженерной академии

Мостовой Борис Іванович – м.н.с. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Надутьий Владимир Петрович – доктор техн. наук, професор, зав. отделом механики и процессов переработки минерального сырья ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Нечитайло Юлія Валерієвна – инженер ИГТМ НАН Укаины, г. Днепропетровск

Осадчий Сергій Іванович – кандидат техн. наук, завідувач кафедри автоматизації виробничих процесів Кіровоградського Національного технічного університету

Панаско Елена Николаевна – старший преподаватель кафедри інформатики и информационной безопасности Черкасского государственного технологического университета

Панов Борис Семенович – доктор геол.-мін. наук, професор кафедри корисних копалин та екологічної геології Донецького Національного технічного університету

Панов Юрій Борисович – кандидат геол.-мін. наук, доцент кафедри корисних копалин та екологічної геології Донецького Національного технічного університету

Пикареня Дмитрий Сергеевич – кандидат геол. наук, доцент кафедри геологии и гидрогеологии ДНУ, г. Днепропетровск

Пістунов Ігор Миколайович – доктор техн. наук, професор кафедри економічної кібернетики НГУ, м. Дніпропетровськ

Проців Володимир Васильович – кандидат техн. наук, доцент кафедри основ конструювання машин та механізмів НГУ, м. Дніпропетровськ

Сайко Василий Васильевич – кандидат техн. наук, доцент, зав. кафедрой управления, проректор по науч.-пед. работе Областного коммунального высшего учебного заведения «Институт предпринимательства «Стратегия», г. Желтые Воды

Седова Елена Васильевна – ассистент кафедры полезных ископаемых и экологической геологии Донецкого Национального технического университета

Слесарев Владимир Викторович – доктор техн. наук, профессор, зав. кафедрой системного анализа и управления НГУ, г. Днепропетровск

Смірнов Олексій Олексійович – кандидат экон. наук, ассистент кафедры економіки і організації виробництва Кіровоградського Національного технічного університету

Собко Борис Ефимович – кандидат техн. наук, ведущий научный сотрудник учебно-научного Центра горных информационных технологий НГУ, г. Днепропетровск

Ткачев Виктор Васильевич – доктор техн. наук, профессор, зав. кафедрой АКС НГУ, г. Днепропетровск

Труш Віталій Євгенович – завідувач лабораторіями кафедри екології Кременчуцького університету економіки, інформаційних технологій і управління

Тыщук Владимир Юрьевич – кандидат техн. наук, зав. лабораторией промышленной экологии Государственного предприятия «НИИ безопасности труда и экологии в горнорудной и металлургической промышленности (ГП «НИИБТГ»», г. Кривой Рог.

Тюленева Наталия Витальевна – руководитель реестра Филиала Государственной экологической академии последипломного образования и управления Министерства охраны окружающей природной среды Украины «Центр экологического менеджмента инжиниринга и реестра», г. Одесса

Убай Юсеф Саламах Аль Мададха – аспирант кафедры ЭКИТ НГУ, г. Днепропетровск

Хмеленко Инна Павловна – аспирант ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Цвіркун Леонід Іванович – кандидат техн. наук, професор кафедри АКС НГУ, м. Дніпропетровськ

Чепижко Александр Валентинович – доктор геол. наук, профессор кафедры общей и морской геологии Одесского Национального университета им. Мечникова

Черниш Ольга Геннадіївна – ассистент кафедры корисних копалин та екологічної геології Донецького Національного технічного університету

Чумаченко Татьяна Николаевна – кандидат хим. наук, доцент кафедры маркетинга НГУ, г. Днепропетровск

Шустов Александр Александрович – аспирант кафедры ОГР НГУ, г. Днепропетровск

Эрперт Александр Михайлович – инженер ИГТМ НАН Укаины, г. Днепропетровск

Яворская Елена Александровна – ассистент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ, г. Днепропетровск

Якубович Людмила Анатольевна – ассистент кафедры строительной, теоретической и прикладной механики НГУ, г. Днепропетровск

Ястремский Леонид Станиславович – старший преподаватель кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

ЗМІСТ

1. **Д.С. Пікаренья** Геолого-тектонічна модель формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів 5
2. **О.Є. Куліковська** Методика складання карти сучасних вертикальних рухів земної поверхні Криворізького басейну із застосуванням вертикального розчленування рельєфу 17
3. **Б.С. Панов, В.О Корчемагін, О.Г. Черниш, Ю.Б. Панов** Ізотопний склад сірки мінералів Донецького басейну 25
4. **В.В. Ишков** Новые данные о распределении мышьяка и ртути в угольных пластах Красноармейского геолого-промышленного района Донбасса..... 33
5. **Е.В. Седова** Каменноугольный комплекс: граниты А-типа, их дифференциация и особенности металлогении 42
6. **А.В. Чепижко, Н.В. Тюленева** Факторы современного осадконакопления в пределах ландшафтных районов подводных возвышенностей – Днестровской, Будацкой, Одесской банки и впадин – Днепровского желоба, палео-Сараты, палео-Днестра (северо-западный шельф Черного моря)..... 49
7. **О.І. Мамедов, В.Є. Труш** Стан геологічного середовища Кременчуцького району та чинники, які впливають на його властивості 56
8. **Б.Ю. Собко** Обґрунтування параметрів раціональних технологічних схем відкритої розробки розсипних родовищ Іршанського ГЗК..... 63
9. **А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов, А.А. Шустов** Обоснование параметров открытой разработки Ново-Дмитровского месторождения бурых углей..... 69
10. **Andrzej Krowiak** Parameter of quality as measure of hard coal utility 75
11. **В.В.Ткачев, Г. Грулер, А.В. Бубликов** Снижение удельных энергозатрат очистных комбайнов для тонких пластов путем перехода к схеме расстановки резцов с одним резцом в линии резания..... 84
12. **В.В. Проців** Визначення сил від локальної недосконалості шахтної колії в матмоделі шарнірно-зчленованого локомотива при гальмуванні 94
13. **В.В. Зиль, А.В. Денищенко, А.Н. Коптовец, Л.А. Якубович** Повышение надежности стыковых соединений конвейерных лент 100
14. **В.П. Надутый, А.М. Эрперт, И.П. Хмеленко** Моделирование процесса истечения жидкости в слое влажной горной массы через поровые каналы и сито виброгрохота..... 109
15. **Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой** Истечение сыпучего груза из бункера с боковым щелевым отверстием 114
16. **Г.І. Ларіонов, Ю.В. Нечитайло** Вплив міцності фіксуючої суміші на якість закріплення у шпурі вантажного металополімерного анкера 122
17. **Убай Юсеф Саламах Аль Мададха** Система автоматической оптимизации крупности помола руды в замкнутом цикле измельчения 131
18. **А.І. Купін, Д.І. Кузнєцов** Паралельний алгоритм навчання багатопарових нейромережових структур 135
19. **Л. І. Цвіркун, Р. В. Липовий** Топологічна оптимізація CAN-мережі системи контролю конвеєрних ліній вугільної шахти 141

20.	Л.С. Ястремский, А.С. Малюга, А.И. Лященко Натурное моделирование прямоходовых пневмоприводов с регулированием расхода рабочего тела	146
21.	С.І. Осадчий, О.К. Дідик, О.О. Смірнов Визначення оптимальних параметрів інтелектуальної комплексної системи оцінювання маси автомобіля при динамічному зважуванні.....	151
22.	Н.А. Миняйло, Е.В. Ковбаса Разработка тренажера оператора – технолога отделения нагревательных колодцев и исследование его работы .	158
23.	М.А. Алексеев Использование вейвлетоподобных перестраиваемых спектральных операторов для контроля параметров объектов управления..	165
24.	Ю.А. Кочкарев, Е.Н. Панаско, Н.С. Кучерова Статистическая оценка потерь от неоптимальности формы представления логических функций.....	171
25.	І.М. Пістунов Оптимальний вибір антифрикційних матеріалів за економічним критерієм	178
26.	В.П. Диденко Особенности обеспечения искробезопасности источников питания, отключающихся при коммутации цепи	184
27.	В.А. Бойко, А.В. Бойко К вопросу о выборе способа и средств нормализации тепловых условий в подготовительных горных выработках глубоких шахт Донбасса в период их проходки.....	193
28.	М.Ю. Іконніков Дослідження несталих газодинамічних процесів у призабійному просторі видобувної дільниці.....	206
29.	В.А. Бойко, О.А. Бойко Способ и средства нормализации микроклимата горных выработок глубоких шахт в период их строительства	214
30.	В.Ю. Тыщук, Л.Д. Ермак, В.М. Ковалев Определение основных физико-химических свойств растворов скважинных гидрозабоек, влияющих на эффективность пылеподавления при массовых взрывах в карьерах	225
31.	В.Е. Колесник, М.В. Левченко, В.Г. Клочков Особенности локализации пылевых выбросов в атмосферу гидроорошением	235
32.	В.В. Слесарев, А.М. Алексеев, А.Н. Коваленко Логико-математическая модель системы оперативного управления силами и средствами при тушении пожаров на шахтах.....	245
33.	В.И. Голинько, Е.А. Яворская, Я.Я. Лебедев К вопросу обоснования рациональных параметров элементов вентиляционных сетей марганцевых шахт.....	254
34.	В.В. Сайко Моделирование потребительского поведения в учебных задачах управления маркетингом.....	262
35.	Т.М. Чумаченко Конкуренція якості – основа концепції маркетингу освітніх послуг.....	269
36.	Відомості про авторів	275

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 32**

Підписано до друку 22.05.09. Формат 60x84/16.
Ум. друк. арк. 14,0. Обл.-вид. арк. 14,0.
Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до видання та видруковано
у Національному гірничому університеті.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19