

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

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету**

№ 39

**Дніпропетровськ
2012**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2012 — № 39 — 290 с.

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

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

Збірник друкується за рішенням вченої ради НГУ
(протокол № 10 від 12.10.2012 р.)

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

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

Редакційна Рада збірника:

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

Редакція:

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

Експертно-редакційна колегія:

Відкрита розробка РКК

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

Збагачення корисних копалин

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

Екологічна безпека

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

Підземна розробка РКК

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

Маркшейдерія

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

Шахтне і підземне будівництво

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

Геотехнічна і гірнична механіка

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

Геологія та геофізика

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

Гірничі машини.

Динаміка і міцність машин

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

Буріння свердловин

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

Електротехнічні комплекси і системи

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

Автоматизація технологічних процесів

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

Охорона праці

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

Адреса редакції:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Ішкову В.В. тел. (0562) 46-90-92,
тел./ факс 726-77-04
E-mail: zberovskya@mail.ru

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 цели и задач исследования** (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 исследований в данном направлении (до 30 строк);
- **список литературы** – 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 форматируется 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. Подписи рисунков имеют вид: Рис. 1. Схема...

* 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. (0562) 46-90-92 **Ишков Валерий Валерьевич - гл. редактор**

т. (056) 726-77-04 **Зберовский Александр Владиславович**

МОДЕЛЮВАННЯ МЕХАНІЗМУ ГІДРОГЕОДИНАМІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ ОСНОВНОЇ ПОКРІВЛІ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ НАД МЕХАНІЗОВАНИМ КРІПЛЕННЯМ ОЧИСНОГО ВИБОЮ

На основі аналізу результатів моделювання напружено-деформованого стану шаруватого породного масиву, що вміщує обводнені шари порід в покрівлі очисної виробки, розкритий механізм осідання на жорстку основу механізованого кріплення та встановлена залежність його характеру від рівня гідравлічного навантаження та положення навантажених поверхонь розшарування відносно очисного вибою.

На основе анализа результатов моделирования напряженно-деформированного состояния слоистого породного массива, который содержит обводненные слои пород в кровле очистной выработки, раскрыт механизм оседания на жесткое основание механизированного крепления и установлена зависимость его характера от уровня гидравлического нагружения и положения нагруженных поверхностей расслоения относительно очистного забоя.

The mechanism of powered support subsidence on rigid base revealed by analyzing the simulation results of the stress-strain state of a layered rock mass, which holds flooded rock layers in the roof of stope. The dependence of the subsidence nature on the level of hydraulic load and the position the loaded lamination surfaces relative to stope is determined.

Стан проблеми. Існування проблеми управління станом породних покрівель при відробці вугільних пластів обумовлено складністю взаємодії технічних об'єктів – підготовчих і очисних виробок з геологічним середовищем за умови неоднорідності останнього і впливу на його поведінку гідравлічної складової. До прикладів порушення технологічного процесу вуглевидобутку, виникнення аварійних ситуацій і пов'язаних з цим ресурсних і фінансових втрат можна віднести випадки посадки механізованого кріплення на "жорстко", характерні для відробки вугільних пластів в гірничо-геологічних умовах шахт Західного Донбасу.

Застосування для розробки прогнозів геомеханічного стану підроблюваного очисною виробкою породного масиву чисельних математичних моделей забезпечує можливість врахування переважної більшості чинників як природного, так і технологічного характеру, які визначають напружено-деформований стан масиву порід. Результативність таких прогнозів підтверджується існуванням відомих схем управління покрівлями, до яких можна віднести, наприклад, гідравлічне розшарування гірських порід.

Однак, в більшості випадків поза межами уваги залишається гідравлічний чинник, роль якого може бути визначальною у виникненні геодинамічних проявів при веденні підготовчих і очисних робіт. У випадку застосування відомих математичних моделей, реалізованих на базі методів кінцевих різностей або кінцевих елементів, для оцінки напружено-деформованого стану порушених масивів, отримання рішень з комплексним урахуванням фазових складових гірського масиву є досить складне і пов'язане з нестійкістю обчислювального процесу. В тривимірних моделях вказані недоліки поглиблюються, що перешкоджає можливості розробки точних прогнозів гідрогеомеханічного стану порушених

масивів і обґрунтуванню на цій основі ефективних схем управління породними покрівлями.

Методика досліджень. Для вирішення задачі розробки схем управління станом гідравлічно навантажених породних покрівель, характерних для умов Західного Донбасу, доцільним уявляється поєднання планово-профільних геофільтраційних і плоских геомеханічних моделей [1,2], до яких можна віднести відомі і поширені спеціалізовані програмні комплекси MIF, MODFLOW, FASE2, PLAXIS, GEO5 та ін. Необхідною умовою вибору геомеханічної моделі слід вважати можливість відображення неоднорідної локально дискретної будови породної товщі, що повинно забезпечувати можливість моделювання процесів зрушення та розшарування при відробці вугільного пласта.

Застосування чисельних моделей, адаптованих до розгляду локально дискретних середовищ, дозволило оцінити умови формування гідравлічного переважаних зон в межах підроблених очисною виїмкою шаруватих породних масивів і розкрити механізм осідання на жорстку основу механізованих кріплень з потужними технічними характеристиками.

До розгляду були прийняті гірничо-геологічні умови відробки вугільного пласта C_8^H шахтою "Тернівська", виїмкова потужність якого сягала 2,0 м. Вибір досліджуваного об'єкта обумовлений наявністю достатнього обсягу інформації, отриманої при проведенні досліджень гідрогеодинамічних проявів у масиві гірських порід при його підробці за умови наявності у покрівлі вуглевміщуючої товщі бучакського водоносного горизонту [3].

Чисельна модель породного масиву, що вміщує вугільний пласт, представлена вертикально неоднорідним суцільним середовищем, в якому наявність локально дискретних зон згідно геолого-літологічної будови враховується введенням на поверхнях літологічних різностей контакт-елементів зі зниженими показниками жорсткості і властивостей міцності.

Деформаційні параметри і параметри міцності літологічних різностей породного масиву встановлені за даними розвідки шахтного поля і характеризуються наступними діапазонами величин: міцність порід на одноосьове стискання – 22,3...37,9 МПа, модуль деформації – $3,5 \cdot 10^3 \dots 2,0 \cdot 10^4$ МПа, коефіцієнт Пуассона – 0,10...0,25 МПа, питома вага – 13,5...2,30 кН/м³.

Процедура імітації виїмки корисної копалини в чисельній моделі полягала у завданні елементам моделі, що описують вироблений простір, деяких фіктивних значень модуля деформації і параметрів міцності. При величині розущільнення порід в зоні порушення до 1,1...1,4 від початкового їх об'єму осідання шарів породної товщі за межами зони активних зрушень оцінюється коефіцієнтом підробки, який для умов Західного Донбасу становить близько 0,8...0,9 m , де m - виїмкова потужність вугільного пласта. Для умов, що розглядаються, задовільні значення отримані при величині модуля деформації геомасиву в межах порушеної зони на рівні 1,0...2,0 МПа.

Методика моделювання передбачала варіантне рішення задачі про напружено-деформований стан масиву, що підроблюється очисною виїмкою, з урахуванням знижених відносно природних властивостей міцності в межах площин літологічних контактів як у зневодненому масиві, так і в умовах дії гідрос-

татичного навантаження в площині розшарувань. У визначених варіантах фізико-механічні параметри моделі відповідали наведеним вище значенням, а збереження їх незмінними в першому і другому варіантах обумовлено необхідністю виключення їх впливу як діючого фактора. Таким чином, єдиними параметрами, які характеризували зміни напружено-деформованого стану модельованого середовища в умовах дії гідравлічного навантаження, були показники жорсткості і міцності в площині літологічних контактів.

Відомо, що потрапляння області масиву в зону зрушень приводить до формування тріщин розшарування і втрати міцності порід в площині їх розташування. При цьому на ділянці дії розтягуючих напружень в площині розшарування будуть мати місце майже нульові значення жорсткості і параметрів міцності. На ділянці стискання механічною характеристикою, яка визначає взаємне переміщення шарів товщі, є кут внутрішнього тертя. Його значення також не буде величиною постійною, оскільки наявність у вуглепородній товщі водоносних порід призводить до зволоження берегів тріщин, що утворюються, і зниження опору прослизання. В непорушеному масиві, зважаючи на відсутність фактичних даних щодо величини кута внутрішнього тертя, правомірним буде його завдання рівним мінімальному значенню, встановленому для оточуючих порід. Для розшарованої товщі його величина може бути визначена виходячи з наступних міркувань.

В роботі [4] результати досліджень межі міцності на розрив поверхонь ослаблення охарактеризовані за вологістю зразків. Причому, наведені величини згідно оцінюваному типу поверхонь мають мінімальне значення вологості 5%. Відносна різниця між максимальною і мінімальною величинами межі міцності складає 40%. Тому, за аналогією з міцністю на розтягнення, кут внутрішнього тертя в площині контактів, враховуючи зволоження берегів тріщин модельованої товщі при її розшаруванні, заданий рівним $0,6\varphi$, де φ - значення кута внутрішнього тертя в площині контакту до розшарування.

Таким чином, врахування розшарування масиву гірських порід досягається завданням знижених відносно початкових значень параметрів міцності, які в чисельній моделі склали величини відповідно $C=0,00001$ МПа і $\varphi=15^\circ$. Слід відзначити, що розрахована величина кута внутрішнього тертя в площині контакту добре погоджується з аналогічною величиною ($\varphi=13^\circ$), яка встановлюється за розрахунком зрушень шаруватої товщі в умовах відсутності дослідних даних.

Важливе значення при дослідженні на чисельних моделях напружено-деформованого стану підробленого масиву має визначення положення у вертикальному розрізі площин, в межах яких найбільш вірогідні зсув або розшарування.

Для визначення потужності шару h_k , в межах якого не відбувається зсувів порід на внутрішніх контактах, В.М.Земісєвим, на основі аналізу напружено-деформованого стану шарів, що прогинаються, запропонована формула [5]

$$h_k < \frac{4C^2}{\gamma\sigma_{cm}}, \quad (1)$$

де C - питоме зчеплення порід за нашаруванням; σ_{cm} - межа міцності на стискання; γ - питома вага порід.

Для умов, що розглядаються, і величинах міцності порід на одноосьове стискання 22,3...37,9 МПа та питомого зчеплення в площині контакту 0,7...1,0 МПа, гранична товщина h шару порід складає 3,5...4,5 м. Таким чином, при заданій у моделі потужності шарів $h=3,0...6,0$ м практично відсутні умови для формування додаткових зсувів, що забезпечує можливість максимального врахування дії контактних площин у варіантах, що розглядаються.

Оцінка дії гідростатичного навантаження в межах площин розшарування підробленого породного масиву на умови ведення очисної виїмки полягала у визначенні вертикальних переміщень безпосередньої покрівлі в межах переднього та посадкового ряду гідравлічних стійок механізованого кріплення. Діапазон змін гідростатичного тиску в контурах поверхонь розшарування обмежувався величиною напору в бучакському водоносному горизонті, який для умов шахти "Тернівська" становив близько 90,0 м.

Результати досліджень. На рис. 1 наведена схема деформування породної покрівлі в умовах підробки її очисною виробкою. Вертикальні переміщення гідравлічних стійок за умови відсутності гідравлічного навантаження в межах сформованих поверхонь розшарування знаходилися в межах 0,20...0,30 м. Прогин аргілітових шарів в межах інтервалу їх зависання для наведеного варіанту рішення відповідає початку процесу зрушення безпосередньої покрівлі за очисним вибоєм.

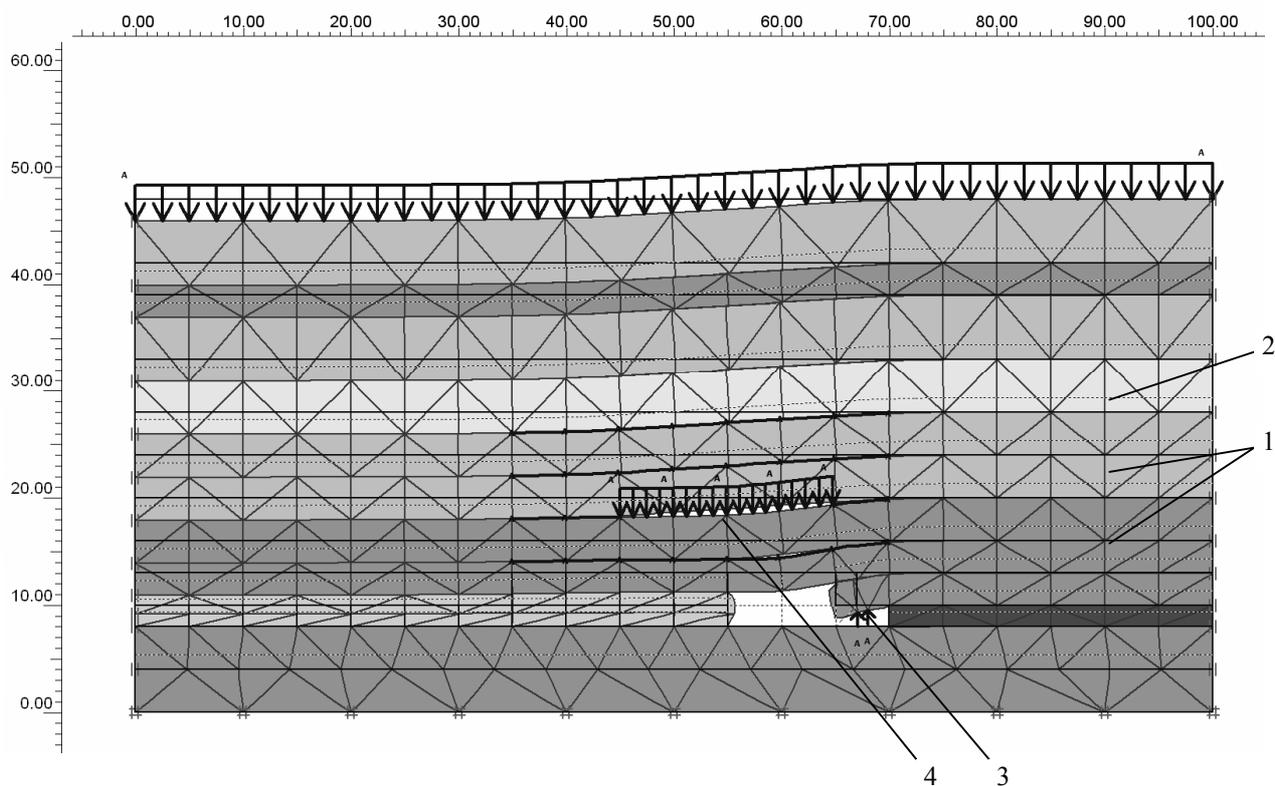


Рис. 1. Характер деформування модельованого масиву гірських порід за умови підробки його очисною виїмкою: 1 – водотривкі літологічні шари; 2 – водоносний пісковик; 3 – очисна виробка; 4 – розшарування на контакті порідної покрівлі

Як видно з рис. 1, в межах безпосередньої покрівлі і на контактах алевроліт-аргіліт, алевроліт-пісковик в основній покрівлі формуються тріщини розшарування, які за рахунок порушення породних шарів мають гідравлічний зв'язок з водовміщуючими пісковиками основної покрівлі. В даному випадку утворення локально дискретних зон в межах суцільного середовища модельованої товщі створює умови для виникнення гідравлічно навантажених контурів в границях тріщин розшарування.

Врахування гідростатичного навантаження в межах визначених контурів в чисельній моделі здійснювалось завданням силової дії у вузлах контакт-елементів відповідно до можливого діапазону гідравлічних напорів. Зважаючи на характер гідродинамічних процесів в порушеному породному масиві, до особливостей яких відноситься формування динамічних контурів стоку в зоні очисного вибою, що рухається, варіантами рішень передбачалось завдання рівня гідравлічного навантаження від його нульового значення (для повністю здренованого контуру) до максимально можливого – на рівні п'єзометричного напору в розташованому вище бучакському водоносному горизонті, гідравлічно зв'язаному з пісковиками основної покрівлі.

За результатами розгляду отриманих рішень встановлено, що гідравлічне навантаження в площині розшарування у підшві основної покрівлі забезпечує розвиток додаткового навантаження на контурі гідравлічних стійок механізованого кріплення, в результаті якого додаткове осідання контуру кріплення сягає величин 0,45...0,70 м.

В розглянутому діапазоні величин гідравлічного навантаження залежність осідань оцінюваного контуру від величини гідростатичного тиску характеризується графіками переміщень точок породної покрівлі на контурі механізованого кріплення, наведеними на рис. 2.

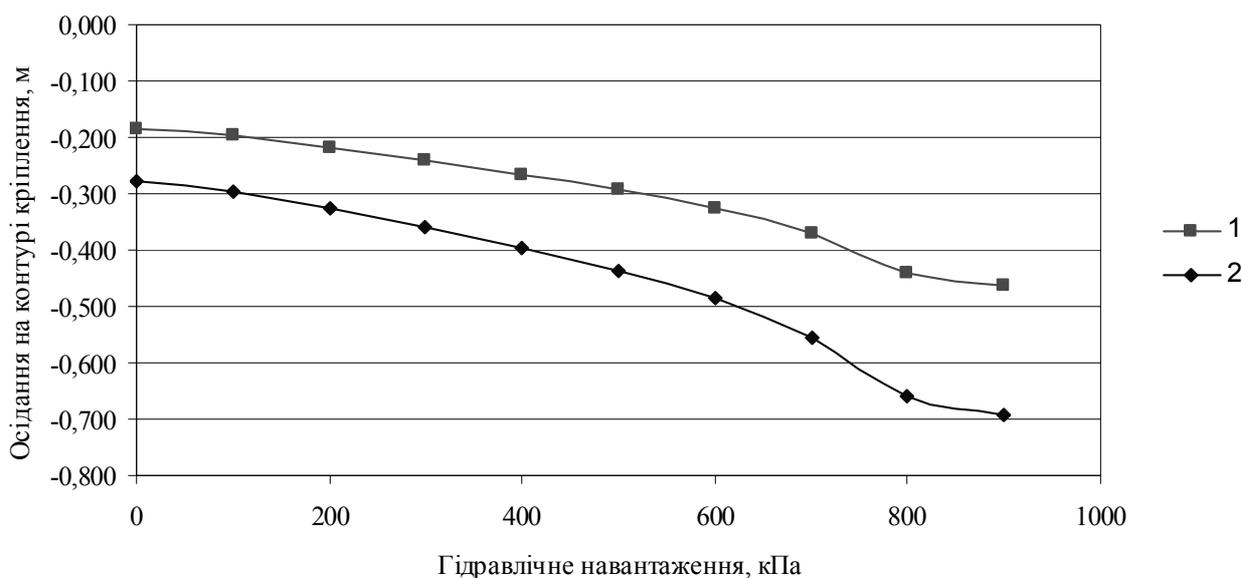


Рис. 2. Залежність осідання породної покрівлі на контурі механізованого кріплення від рівня гідравлічного навантаження (у площині на відстані 5 м, де m - виїмкова потужність вугільного пласта, м): 1 – передній ряд гідравлічних стійок; 2 – посадочний ряд гідравлічних стійок

Слід відзначити, що при досягненні максимального розрахункового навантаження, що дорівнює 900 кПа в підшві основної покрівлі на відстані 5^т в межах зони взаємодії механізованого кріплення з безпосередньою покрівлею, відбувається формування руйнівних деформацій порід покрівлі з втратою їх несучої здатності.

Аналогічний характер мають осідання стійок механізованого кріплення при формуванні гідравлічно навантажених контурів в межах площин розшарування, різновіддалених від покрівлі вугільного пласта, що виймається. Однак, зі збільшенням відстані від покрівлі вугільного пласту до площини розшарування відбувається зменшення впливу гідравлічного навантаження на осідання точок верхнього контуру механізованого кріплення, а максимальні значення осідань цього контуру знаходяться в діапазоні 0,30...0,50 м.

Залежність впливу просторового положення гідравлічно навантажених площин розшарування на характер взаємодії порід покрівлі і механізованого кріплення ілюструється рис. 3.

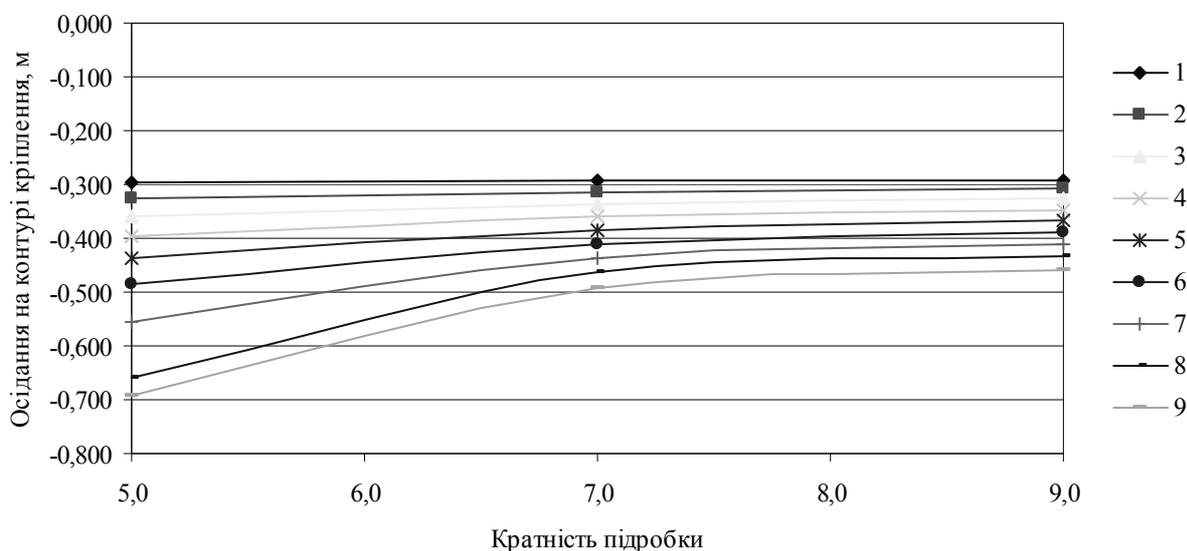


Рис. 3. Залежність осідання породної покрівлі на контурі механізованого кріплення від відносної відстані до площини розшарування: 1...9 – гідралічне навантаження від 100 до 900 кПа (з кроком 100 кПа)

Видно, що осідання точок в межах підтримуваного механізованим кріпленням контуру визначається рівнем гідравлічного навантаження і відстанню до площини розшарування, причому, інтенсивність осідання зростає зі збільшенням гідравлічного навантаження в межах найбільш наближених до очисного вибою контурів розшарування.

Висновки. Встановлені закономірності у формуванні гідродинамічного режиму в межах порушеного підробкою масиву дозволяють за результатами чисельного гідрогеомеханічного моделювання визначити рівень впливу гідравлічного перевантаження, що створюється на контурах локально дискретних поверхонь розшарування в межах безпосередньої та основної покрівель очисної виробки, на характер і розподіл навантаження на механізоване кріплення лави,

та визначити основні напрямки технологічної дії на гідравлічну складову напружено-деформованого стану породної покрівлі, що є визначальною.

Результати. Дослідження закономірностей формування гідрогеомеханічного стану гідравлічно перевантажених масивів порід складають основу для розробки схем управління породними покрівлями та обґрунтування їх параметрів, що є актуальним для забезпечення безаварійної відробки вугільних пластів в складних гірничо-геологічних умовах шахт Західного Донбасу.

Список літератури

1. Садовенко И.А. Синтезирование численных моделей при решении задач управления геофильтрационным состоянием горного массива / И.А. Садовенко // Известия вузов. Горный журнал. – 1991. - № 12. – С. 19-22.
2. Садовенко И.А. Исследование геофильтрационного состояния подрабатываемого горного массива на геомеханических моделях / И.А. Садовенко, В.И. Тимошук // Известия вузов. Геология и разведка. – 1991. - № 2. – С. 92-97.
3. Садовенко И.А. Экспериментальные исследования защитных свойств горных пород в Западном Донбассе / И.А. Садовенко, В.И. Тимошук, А.А. Матвиенко // Известия вузов. Горный журнал. – 1990. - № 2. – С. 3-6.
4. Безазьян А.В. Пластовые отдельности и типизация поверхностей ослабления в породах нижнего карбона Западного Донбасса / А.В. Безазьян, И.А. Садовенко, И.М. Никитина // Уголь. - 1986. - N 7. - С. 55-56.
5. Земисев В.Н. Научное обоснование методов прогноза деформаций горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных пластов в сложных горно-геологических условиях: Автореф. дис. ... докт. техн. наук.: 05.15.01. - Л., 1989. - 38 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ковалевською І.А.
Надійшла до редакції 21.09.2012*

УДК. 622.278

И.А. Садовенко, Д.В. Рудаков, А.В. Инкин

ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ТЕПЛООВОГО ПОЛЯ ВОКРУГ ПОДЗЕМНОГО ГАЗОГЕНЕРАТОРА

Разработана математическая модель фильтрации и теплопереноса в породной кровле подземного газогенератора при выгазовывании угольного пласта. По результатам моделирования установлена конвективная и кондуктивная составляющая теплового потока, проникающего из реакционного канала в вышелегающий водоносный горизонт. Даны оценки изменения величины потока и температуры подземных вод в зависимости от мощности водонепроницаемого слоя.

Розроблена математична модель фільтрації і теплопереносу в породній покрівлі підземного газогенератора при вигазовуванні вугільного пласта. За результатами моделювання встановлена конвективна і кондуктивна складова теплового потоку, що проникає з реакційного каналу у вище розташований водоносний горизонт. Дані оцінки зміни величини потоку і температури підземних вод залежно від потужності водотривкого шару.

A mathematical model of filtration and heat transfer in a pedigree of the roof of the underground gasifier at gasifying coal seam. As a result of simulation is set and the convective component of the conductive heat flux penetrating from the reaction channel which lies above an aquifer. Estimates are given of change of flow and temperature of groundwater, depending on the power of impermeable layer.

Введение. Подтвержденные запасы угля в Украине оцениваются в 53,6 млрд. тонн [1], из которых более двух третей сосредоточены в некондиционных и маломощных пластах не пригодных для разработки традиционными способами. В недрах остается около 70% углей различных марок, в связи с чем, становится актуальным вопрос о возможности их добычи с помощью подземной газификации.

Подземная газификация угля (ПГУ) представляет собой термохимический процесс преобразования топлива в условиях естественного залегания из твердого состояния в газообразное путем нагнетания дутья в одни скважины и отвода газа из других. Преимуществом ПГУ по сравнению с их добычей на шахтах является ликвидация опасного труда горняков, сокращение роста объема породных отвалов, улучшение состояния воздушного бассейна и, как следствие этого, повышение устойчивости природной среды.

Источником энергии необходимой для превращения угольного пласта в газ является выгазовываемый уголь. Тепло для газификации выделяется в результате интенсивного массообмена, что обеспечивает протекание химических реакций и дальнейшее термическое разложение угля. При этом часть тепла расходуется на нагрев продуктов газификации и теряется в горном массиве (физическое тепло), а другая часть заключена в горючих компонентах вырабатываемого газа (химическое тепло). Общее количество тепла сжигаемого топлива определяет КПД процесса газификации как отношение химического тепла к общему.

Научно-производственный опыт работы станций «Подземгаз» показывает, что химический КПД ПГУ на практике не превышает 70% [2] и требует разработки мер по его повышению. В связи с этим целью данной работы является установление динамики формирования теплового поля вокруг подземного газогенератора и возможности отбора тепла поступающего во вмещающие породы. Для этого необходимо решение следующих задач: 1) сформулировать математическую модель теплопереноса в породах кровли выгазовываемого угольного пласта; 2) провести вычислительную реализацию модели; 3) оценить влияние мощности водоупорного слоя на количество тепловой энергии, накапливающейся в водоносном горизонте и откачки нагретых вод на химический КПД процесса газификации.

Описание модели. Рассмотрим данный процесс на примере Левенцовской структуры, пригодной для разработки способом подземной газификации. Система состоит из трёх пластов (рис. 1), имеющих непосредственный тепловой контакт друг с другом. В процессе выгазовывания нижнего угольного пласта часть тепла расходуется для перехода в горючие компоненты, другая часть поступает во вмещающие породы. Так как нагретые продукты горения значи-

тельно легче дутьевых компонентов, подающихся в реакционный канал, то при газификации они будут занимать верхнюю часть выгазованного пространства, создавая там наиболее высокую температуру. Таким образом, почва водоупора над угольным пластом подвергается наибольшему термическому воздействию. Этот пласт прогревается над каналом газификации в период сжигания угля и остывает после прекращения дутья. Водоносный пласт сверху нагревается под воздействием теплового потока, проходящего через кровлю нижележащего водоупора.

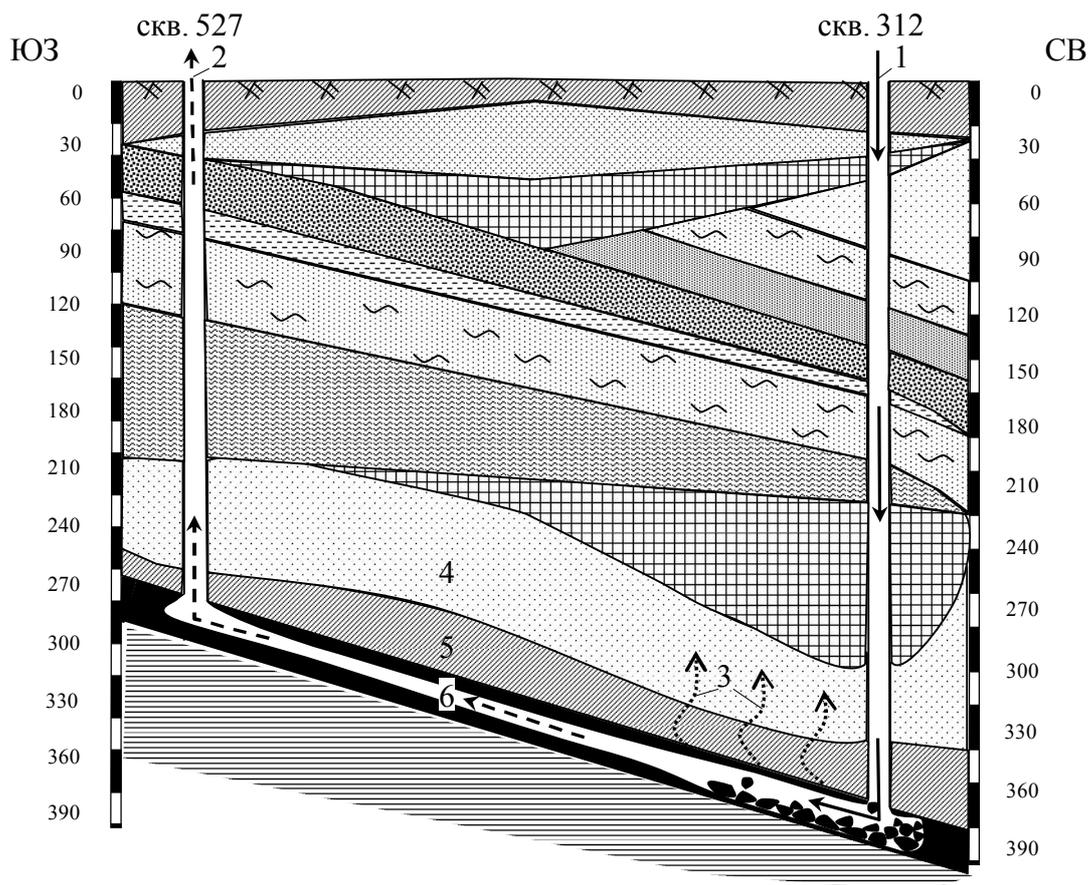


Рис. 1. Проектная схема процесса подземной газификации угля в горно-геологических условиях Левенцовской структуры: 1, 2, 3 – соответственно направление движения дутья, вырабатываемого газа и теплового потока; 4, 5, 6 – водоносный, водоупорный и угольный пласт соответственно

В оценке геотехнологии важно определить долю тепловой энергии, поступающей через водоупор в водоносный пласт, которую возможно отобрать путём откачки нагретой воды. При этом интенсивность подогрева подземных вод и мощность теплового потока напрямую зависят от объема выгазованного угля, и следовательно, от дутья, поданного в реакционный канал. Необходимое количество воздуха (м^3) для газификации 1 кг угля определяется по эмпирическому соотношению [3]

$$q = \alpha \frac{0.001Q_T + 25.1W}{418}, \quad (1)$$

где α – опытный коэффициент; Q_t , W – теплота сгорания и влажность угля.

Производительность подземного газогенератора характеризуется объемом отработанного угля за определенный промежуток времени, и может быть записана в следующем виде

$$\Pi = \frac{D}{q \cdot \rho_y}, \quad (2)$$

где D – расход дутья; ρ_y – плотность угля.

Выход газа с 1 кг угля составит

$$q_z = \frac{1}{q_y}, \quad q_y = \frac{12 \sum C_z}{22.4 \cdot C_{yz}}, \quad \sum C_z = \%CO_2 + \%CO + \%CH_4 \quad (3)$$

где q_y – расход угля на получение 1 м³ газа; $\sum C_z$ – сумма углесодержащих компонентов в газе; C_{yz} – содержание углерода в топливе.

Принудительное нагнетание в газогенератор дутья дополнительно создаст вертикальный градиент давления, являющийся основной причиной конвекции в покрывающих породах [4]. При этом суммарный тепловой поток идущий от канала газификации на нагрев водоупора будет равен

$$q_0(t) = q_{cv}(t) + q_{cd}(t) \quad (4)$$

где $q_{cv}(t)$ и $q_{cd}(t)$ – его конвективная и кондуктивная составляющие. Считаем, что теплофизические свойства пород водоупора не зависят от водообмена в вышележащем пласте.

Площади конвективного и кондуктивного теплообмена S_{cv} и S_{cd} изменяются с течением времени по мере развития реакционного канала и сжигания угля. Согласно данным вскрытия подземных газогенераторов на Шахтинской и Лисичанской станциях «Подземгаза», теплофизические и геометрические параметры канала не постоянны, а связь между пустотами в нем носит местный и ограниченный характер [5]. Это связано с тем, что первоначально созданный канал с сечением (S_0) в процессе газификации постоянно расширяется (S_1), приближаясь к кровле и подошве угольного пласта (S_2 , рис. 2). В результате этого в выгазованное пространство попадают не только угольные, но породные стенки. Далее сечение канала продолжает увеличиваться и, достигнув предельных величин (S_3), уменьшается вследствие обрушения породной кровли. Затем картина изменения сечения канала повторяется вновь.

Учитывая, что в рассматриваемых горно-геологических условиях газификации подвергается некондиционный угольный пласт мощностью менее 1 м, реакционный канал относительно быстро достигнет его кровли и подошвы. Дальнейшее развитие выгазованного пространства будет происходить по всей мощности пласта в ширину. Его площадь может быть усреднена по времени с учетом удельной эффективности работы канала газификации [6]

$$\mathcal{E}_y = \frac{F}{l},$$

где F – площадь угольного пласта, выгазованная при отработке единицы его длины (l) вдоль линии забоя.

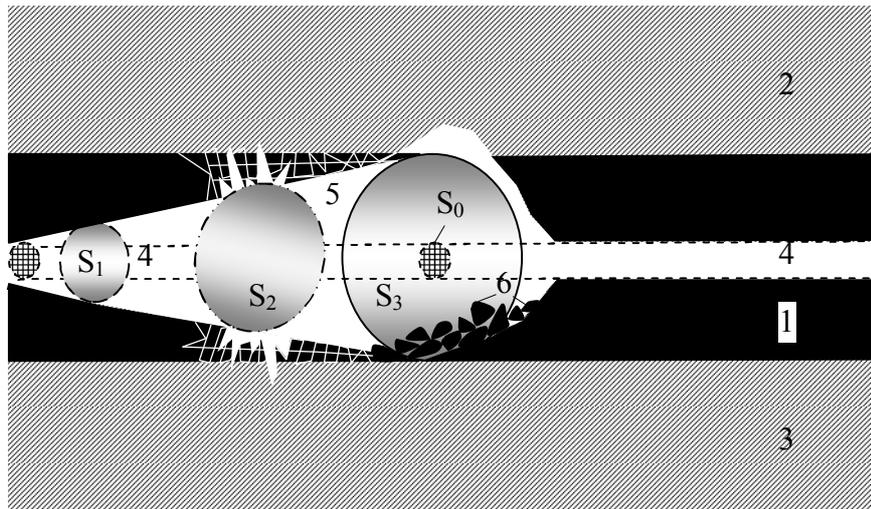


Рис. 2. Схема образования реакционного канала: 1, 2, 3 – угольный пласт, его кровля и подошва соответственно; 4 – первоначальный (сбоечный) канал; 5 – выгазованное пространство; 6 – обрушенные породы; S_0 , S_1 , S_2 – начальное и последующие сечения канала соответственно

Конвективный тепловой поток, поступающий через водоупор в водоносный горизонт, определяется по формуле

$$q_{cv} = Q_g c_g \cdot \rho_g (T_g - T_w), \quad Q_g = \frac{\kappa}{\mu_g} \cdot \frac{P_g^2 - P_{atm}}{2P_{atm} \cdot L_g} \cdot S_{cv}, \quad (5)$$

где Q_g – объемный поток газа по трещинам в водоупоре; ρ_g , c_g , μ_g – соответственно плотность, теплоемкость и вязкость газа; T_g – температура (газа) в канале газификации; T_w – температура воды в верхнем проницаемом слое над водоупором; κ – проницаемость пород; P_g – давление газа в выгазованном пространстве; P_{atm} – атмосферное давление; L_g – длина пути фильтрации газа до уровня, где поддерживается атмосферное давление.

Принимается, что давление газа одинаково в объеме полости. При высокой скорости фильтрации газа, достигающей нескольких мм/с, конвективный тепловой поток в течение суток поступает в водоносный горизонт. При этом нагревается небольшой объем вокруг трещин, а основная масса пород водоупора прогревается вследствие кондуктивного переноса тепла.

Пусть $\chi = q_{cv}/q_o$ – доля конвективного потока в общем потоке тепла через водоупор. Оставшаяся часть тепла $(1 - \chi) q_o$ поступает в вышележащие породы кондуктивным путем. Оценки показывают, что χ не превышает несколько процентов даже при значительном увеличении проницаемости водоупора.

Кондуктивный поток тепла поступает в водоупор на разных участках по мере продвижения огневого забоя. В соответствии с принятой дискретизацией времени на всех участках подошвы водоупора над газогенератором в численных расчетах задается тепловой поток, соответствующий среднесуточному значению q_{cd} , причем для всех моментов времени $Q_{cd} = (1 - \chi)q_o$.

Кондуктивный тепловой поток пространственно распределяется по подошве водоупора. Для каждого j -го участка, где происходило поступление тепла с момента t_i , q_{cd} можно задать ограничения:

$$q_{cdj} = \begin{cases} q_j, & t_i < t < t_{i+1}, \\ 0 & t < t_i, t > t_{i+1}. \end{cases} \quad (6)$$

Температура в слое водоупора над каждым участком суточного поступления тепла рассчитывается по формуле

$$T_j(z, t) = T_o + q_j (T(z, t) - T(z, t - t_s)) \quad (7)$$

$$T(z, t) = \frac{2}{\lambda} \sqrt{a t} \operatorname{ierfc} \frac{z}{2\sqrt{a t}} \quad (8)$$

где z – вертикальная координата, отсчитываемая от подошвы водоупора вверх;

$$\alpha = \frac{\lambda}{c_r \rho_r}$$

t – время; λ – коэффициент теплопроводности пород водоупора; c_r , ρ_r – теплоемкость и плотность пород водоупора.

Формула (8) представляет собой аналитическое решение уравнения теплопроводности в однородной полуограниченной области, на границе которой задан постоянный единичный тепловой поток [6].

Тепловой поток на кровле водоупора можно определить по формуле

$$q_{cd,w}(t) = S_{cd} \lambda \cdot \left. \frac{\partial T(t)}{\partial z} \right|_{z=m_0} \quad (9)$$

где m_0 – мощность водоупора над каналом газификации. Суммирование выражений (9) по всем участкам пространственной дискретизации определяет общий кондуктивный поток, поступающий в пласт.

Расчет теплового потока с использованием решения (8) несколько занижает реальное поступление тепла в проницаемый пласт. Фактически отбор тепла фильтрационным потоком снизит температуру на подошве пласта и увеличит отток тепла из водоупора. Однако этот эффект будет незначительным ввиду небольшой разницы, температур нагретой воды и ее фоновой (естественной) температуры в пласте.

Отбор тепла, поступающего в водоносный горизонт, возможен через откачивающую скважину, расположенную в проницаемом пласте вблизи канала газификации. Предположим, что весь поток условно мгновенно затрачивается на нагрев воды поступающей в скважину, и она сразу же удаляется из пласта. Тогда температура воды в скважине может быть рассчитана по формуле

$$T_{sk}(t) = T_w + \frac{q_{cd}(t) + q_{cv}(t)}{c_w \rho_w Q_{sk}(t)} \quad (10)$$

где c_w , ρ_w – теплоемкость и плотность воды, Q_{sk} – дебит скважины.

Более точная оценка величины T_{sk} может быть дана на основе численного моделирования теплопереноса в проницаемом пласте с учетом вертикального расположения скважины и динамики поступления тепла.

Тестирование модели. Сопоставительные расчеты по формулам (1)–(10) были выполнены в программной среде Mathcad для гидрогеологических условий Левенцовской структуры [7] на территории Западного Донбасса. Залегающие на данном участке водоносные пласты могут быть использованы для аккумуляции теплоносителей, а угольные – для отработки способом подземной газификации. Теплофизические свойства и геотехнологические параметры ПГУ принимались следующими: $\alpha = 1,1$; $Q_T = 15$ МДж/кг; $W = 35\%$; $\rho_y = 1000$ кг/м³; $\sum C_z = 39\%$; $C_{yz} = 65\%$; $\rho_g = 1,1$ кг/м³; $c_g = 1000$ Дж/кг·°С; $\mu_g = 1,79 \cdot 10^{-5}$ кг/м·с; $T_g = 900$ °С; $K = 10^{-14}$ м²; $P_{atm} = 0,102$ МПа; $\lambda = 2,5$ Вт/м·°С; $c_r = 1000$ Дж/кг·°С; $\rho_r = 1700$ кг/м³; $T_w = 15$ °С; $c_w = 4100$ Дж/кг·°С; $\rho_w = 1000$ кг/м³; $L_g = 200$ м; $P_g = 3$ МПа; $t = 20$ сут; $D = 1800$ м³/час; $Q_{sk} = 100$ м³/сут. Площадь теплообмена задавалась как объем выгазованного пространства при мощности угольного пласта один метр. Тепловой поток, поступающий в породы кровли подземного газогенератора, определялся как разность между теплотой сгорания угля и теплом заключенным в вырабатываемом при этом газе ($Q_T = 3,33$ МДж/м³). Расчеты проводились с шагом по времени в одни сутки.

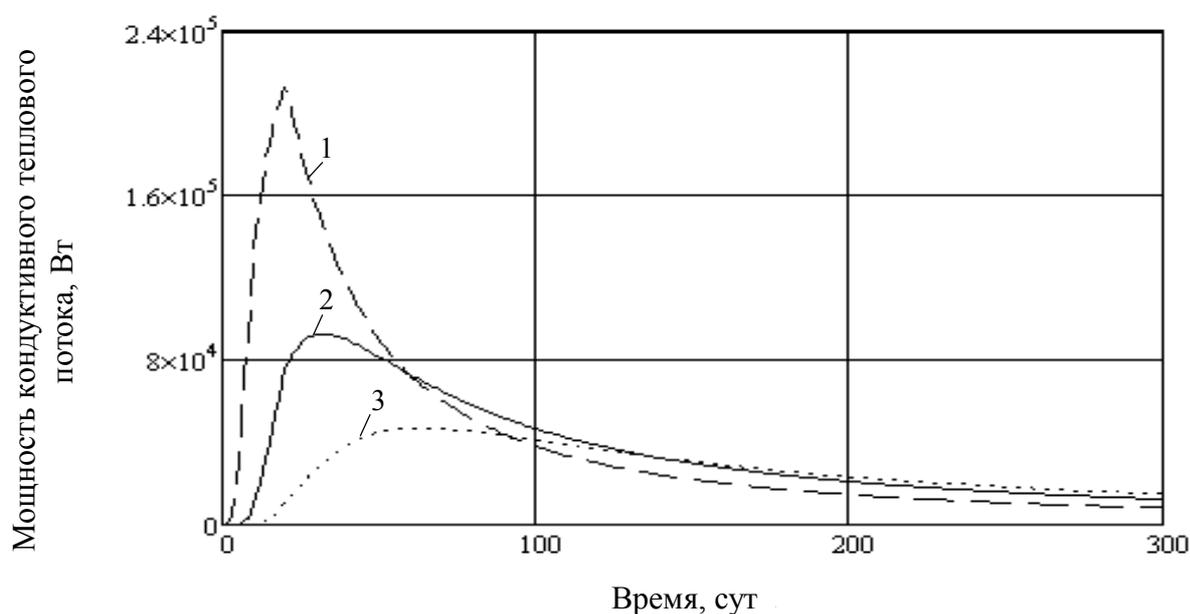


Рис. 3. Изменение мощности кондуктивного теплового потока, поступающего в водоносный горизонт при газификации угольного пласта в зависимости от размеров водоупора: 1, 2, 3 – при мощности водоупорных пород 3, 5 и 7 м соответственно

На рис. 3–4 приведены результаты расчета кондуктивного и суммарного теплового потока поступающего в выше залегающий водоносный горизонт при

газификации угольного пласта. Кривые 1–3 получены при различных мощностях водоупора. Анализ показывает, что с увеличением размеров разделяющего слоя количество тепла проникающего в водоносный пласт уменьшается, что очевидно, но доля конвективной составляющей в общем потоке тепла возрастает с 6,5 до 9,3% при увеличении мощности водоупора с 3 до 7 м соответственно.

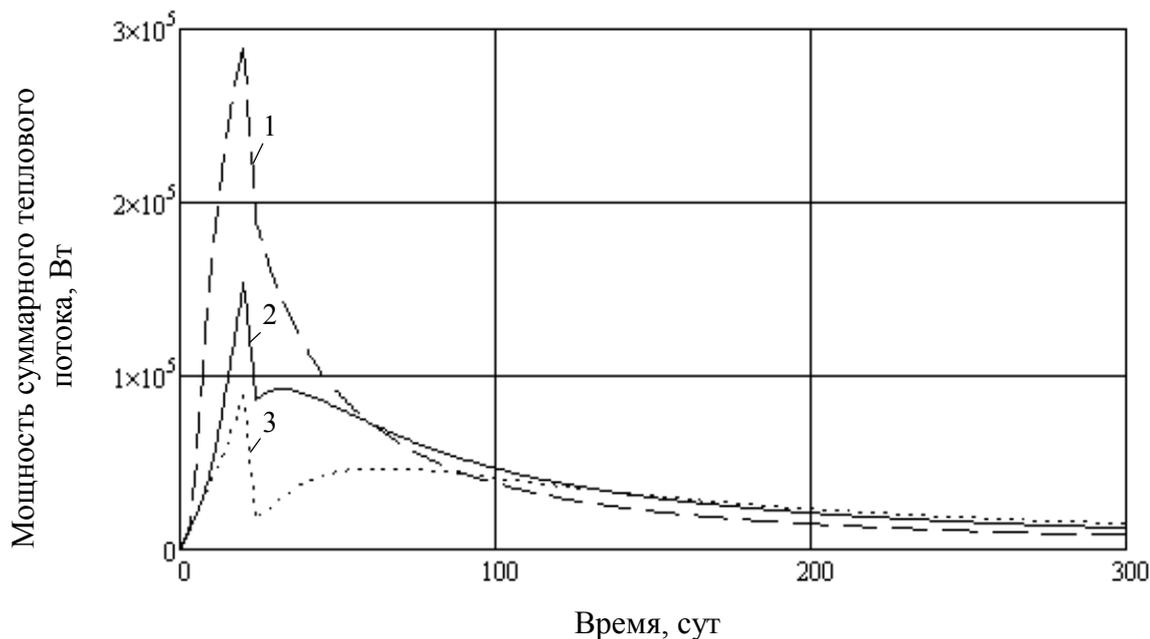


Рис. 4. Изменение суммарного теплового потока, поступающего в водоносный горизонт при выгазовывании угольного пласта в зависимости от мощности водоупора: 1) 3 м, 2) 5 м, 3) 7 м

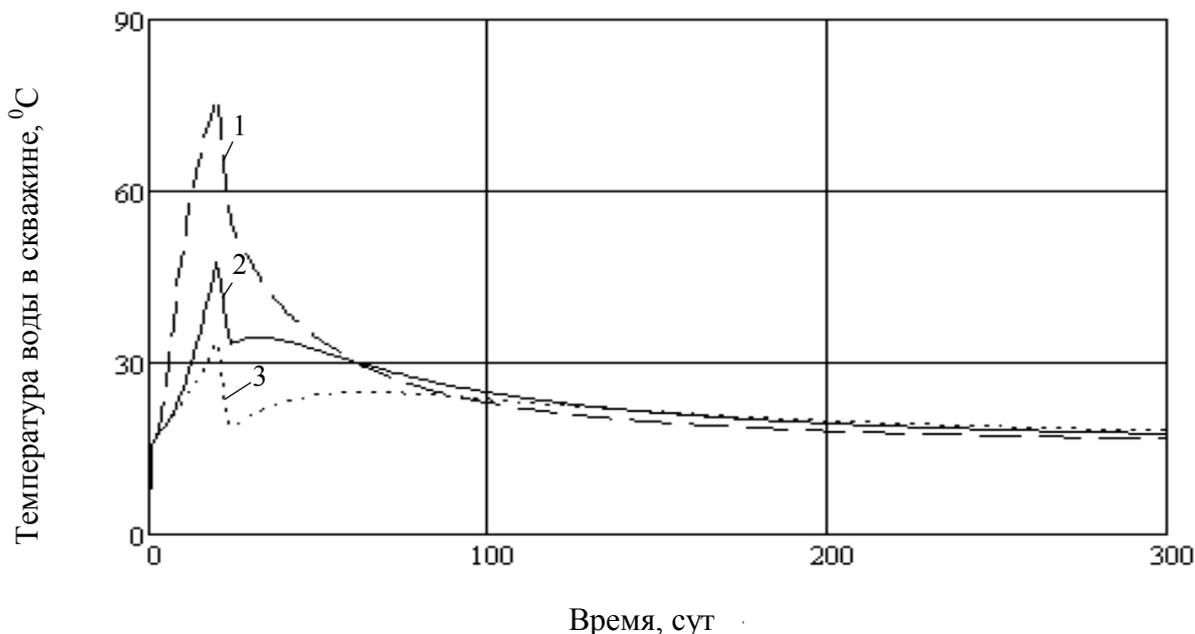
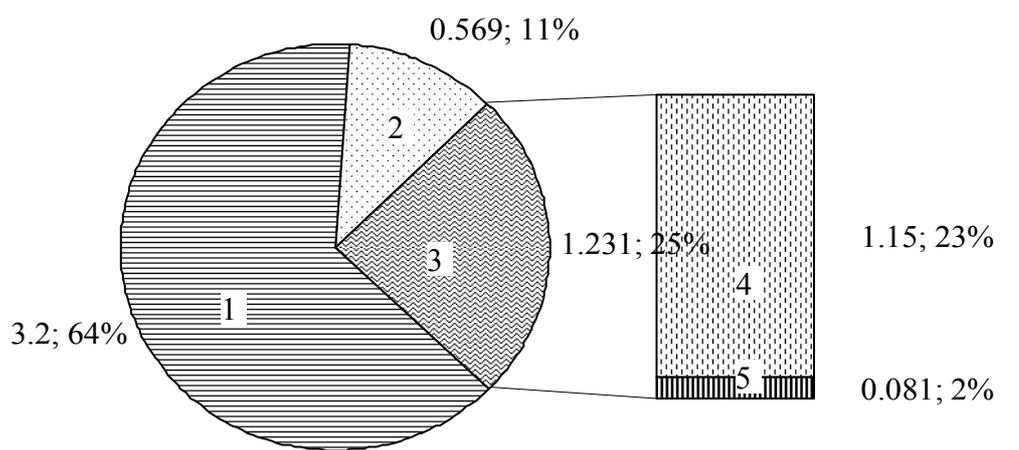
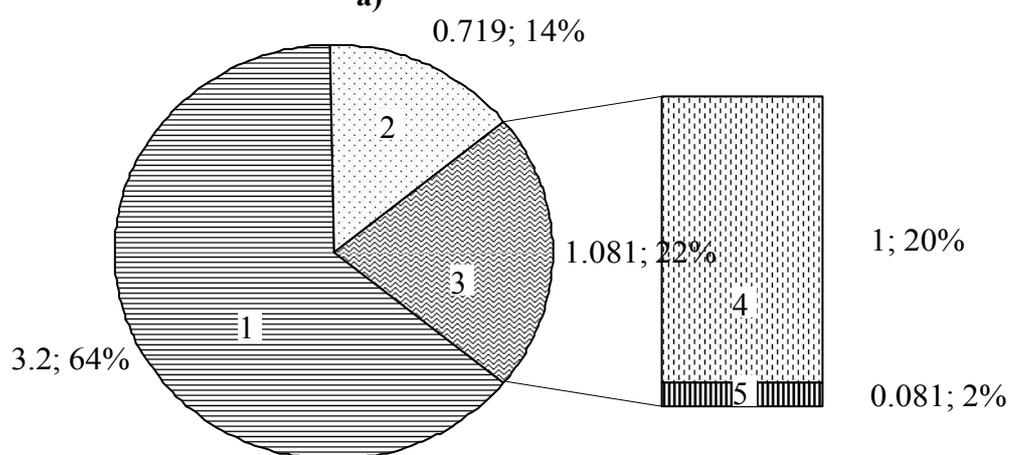


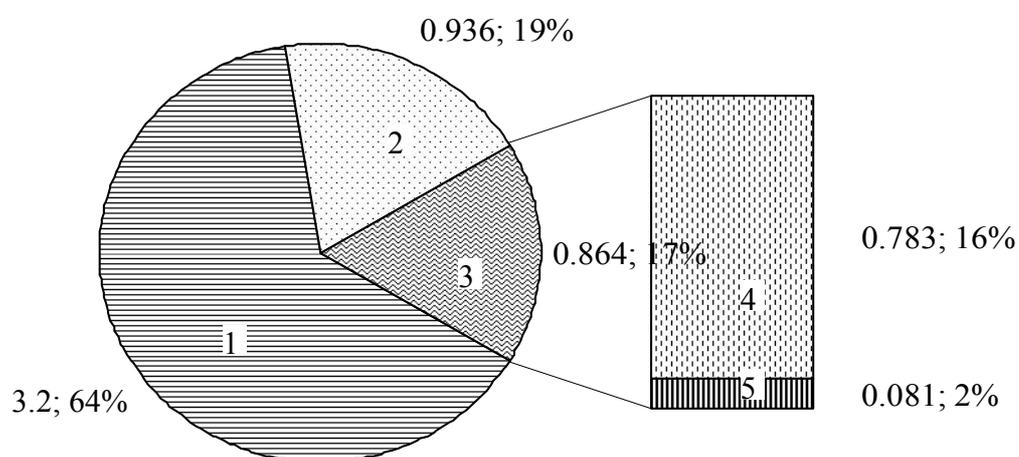
Рис. 5. Изменение температуры подземных вод, отбираемых скважиной из водоносного пласта, залегающего над подземным газогенератором: 1, 2, 3 –при мощности водоупорных пород 3, 5 и 7 м соответственно



а)



б)



в)

Рис. 6. Баланс тепловой энергии при газификации некондиционного угольного пласта Левенцовской структуры: а, б, в – при мощности водоупорных пород 3, 5 и 7 м соответственно; 1 – химическое тепло, заключенное в газе ПГУ; 2 – физическое тепло, поглощенное породным массивом; 3 – тепло, поступающее в водоносный горизонт кондуктивным (4) и конвективным (5) путем. Цифрами показано количество тепла в ТДж и его доля от тепловой энергии газифицируемого угля в процентах

Для оценки величины отбора тепла, проникающего через породы кровли водоупора, на рис. 5 построен график изменения температуры подземных вод, откачиваемых скважиной из водоносного пласта, залегающего над подземным газогенератором. Температура нагретых вод уменьшается с увеличением мощности водоупорных пород и резко снижается после прекращения процесса газификации. Спустя 90 суток после окончания выгазовывания угольного массива температура воды в пласте достигает начальных значений.

На рис. 6 представлен тепловой баланс ПГУ. Анализ диаграмм показывает, что большая часть (64%) тепла газифицируемого топлива содержится в вырабатываемом газе. На долю физического тепла приходится оставшиеся 36%. В водоносный горизонт, в зависимости от мощности водоупора, поступает от 18 до 25% выделяющейся в процессе газификации тепловой энергии. Остальное физическое тепло поглощается вмещающими породами. Отбор нагретых вод из водоносного пласта позволяет повысить КПД процесса газификации в среднем до 85%.

Выводы. Разработана модель теплопереноса в породах кровли подземного газогенератора при выгазовывании угольного пласта. Используемые при тестировании модели горно-геологические и теплофизические параметры соответствуют условиям реального объекта, пригодного для отработки угля способом подземной газификации. Выполненные расчеты позволили оценить роль конвективной и кондуктивной составляющей теплового потока в нагреве подземных вод вышележающего водоносного горизонта. По результатам моделирования установлены количественные показатели уменьшения величины потока тепла и температуры подземных вод с увеличением мощности водоупорного слоя. Тепловой баланс ПГУ показывает, что в водоносном пласте накапливается от 18 до 25% тепла, выделяющегося при сжигании угля. Это позволяет повысить КПД подземной газификации до 82 и 89% соответственно.

Список литературы

1. Тополов В.С. Угольная отрасль Украины: энергоресурсы, ретроспектива, состояние, проблемы и стратегия развития / В.С.Тополов, Б.А.Грядущий, С.Я.Петренко. – Д.: ООО «Алан», 2005. – 408 с.
2. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические методы добычи трудноизвлекаемых топлив: уголь, углеводородное сырье / Е.В. Крейнин. – М.: ООО "ИРЦ Газпром", 2004. – 302 с.
3. Теория и практика термохимической технологии добычи и переработки угля: Монография / [под. ред. О.В. Колоколова]. – Днепропетровск: НГА Украины, 2000. – 281 с.
4. Аренс В.Ж. Контроль и управление процессом подземной газификации угля / В.Ж. Аренс, И.М. Бирман // Геотехнология топливно-энергетических ресурсов: Сб. науч. тр. – К.: Наук. Думка, – 1986. – С. 220-230.
5. Ариненков Д.М. Подземная газификация угля / Д.М. Ариненков, Л.М. Маркман. – Сталино: Сталино-Донбасс, 1960. – 96 с.
6. Гончаров С.А. Термодинамика: Учебник / Гончаров С.А. – М: Издательство Московского государственного горного университета, 2002. – 440 с.
7. Отчет о поисках и оценке коллекторов для захоронения минерализованных шахтных вод Западного Донбасса (Левенцовская и Северо-Орельская площади) / О.А. Горобец, С.З. Держак, Б.Б. Чемерис. – Павлоград: Павлоградская ГРЭ, ПГО "Донбассгеология", МУП УССР, 1985. – 219 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ковалевською І.А.
Надійшла до редакції 30.10.2012*

© В.Ю. Коровин, Ю.Ф. Коровин, Ю.Г. Шестак, В.В. Баркова, А.М. Валяев

ФРАКТАЛЬНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МАТРИЦ ТВЕРДЫХ ЭКСТРАГЕНТОВ

Приведены фрактальные характеристики пористых матриц твердых экстрагентов на основе различных фосфорорганических соединений, которые могут быть использованы для селективного извлечения металлов из руд и промышленных отходов.

Наведені фрактальні характеристики поруватих матриць твердих екстрагентів на основі різних фосфорорганічних сполук, що можуть бути використані для селективного вилучення металів з руд і промислових відходів.

The paper presents fractal characteristics for the porous matrices of Levextrel-similar materials containing various organophosphorus compounds, which may be used for selective metal recovery from ores and industrial wastes.

Для города Днепродзержинска и Днепропетровской области остро стоит проблема обращения с радиоактивными отходами уранового производства ПО «Приднепровский химический завод». В тоже время, эти отходы, находящиеся в различных хвостохранилищах, и остатки рудного сырья, находящегося в хранилище «База С», представляют собой потенциальное сырье для получения урана и редкоземельных металлов (РЗМ).

Так в настоящее время в республике Казахстан [1] Казатомпром реализует два РЗМ-проекта совместно с японскими компаниями. В 2010 г. Казатомпром учредил совместное предприятие с японской корпорацией Сумитомо – ТОО «Совместное предприятие «Summit Atom Rare Earth Company»» (SARECO), которое было создано с целью получения РЗМ-соединений и металлов из потенциальных сырьевых источников, включая техногенные минеральные образования и минеральные месторождения РЗМ. В настоящее время SARECO ведет деятельность по первому этапу своего развития - проекту извлечения РЗМ из техногенных образований, в числе которых хвостохранилище бывшего уранового производства – «Прикаспийский горно-металлургический комбинат» в г. Актау. Проектная мощность – 1500 тонн суммы оксидов РЗМ в год.

Сорбционные и экстракционные методы широко используются при создании малоотходных технологий гидрометаллургической переработки обогащенного рудного и техногенного сырья для извлечения редких, рассеянных, цветных и благородных металлов. Все более широкое использование для этих целей получают материалы, сочетающие свойства сорбентов и селективных жидких экстрагентов. Подобное сочетание может быть достигнуто физическим импрегнированием полимерного носителя с получением импрегнатов и сополимеризацией мономера, сшивающего агента, в присутствии экстрагента (твердые экстрагенты – ТВЭКС) [2]. Перспективным для извлечения урана является твердый экстрагент, импрегнированный фосфиноксидом разнорадикальным (5,11,17,23-tetrakis[dipropylphosphinyl-methyl]25,26,27,28-tetrapropoxycalix[4]arene) [3].

Свойства твердых экстрагентов и импрегнатов напрямую зависят как от типа экстрагента, так и пористых характеристик матриц. Для описания и моделирования пористых характеристик матриц в последние годы широкое применение получили методы фрактального анализа [4]. Величина фрактальной размерности, которая является количественной характеристикой самоподобных систем, непосредственно связана с их структурно-зависимыми параметрами, такими как адсорбционная емкость, селективность и т.д., которые являются определяющими физико-химическими характеристиками при создании материалов подобного типа.

Часть экстрагента находится в порах матрицы ТВЭКС в адсорбированном и капельно-жидком состоянии, и влияние матрицы наиболее сильно распространяется на мономолекулярный слой экстрагента вплоть до изменения дипольного момента молекул, что сказывается на экстракционной способности жидких экстрагентов в зависимости от механизма экстракции.

Целью данной работы является определение фрактальных характеристик пористой структуры матрицы твердых экстрагентов на основе данных ртутной порометрии. Были изучены пористые характеристики матриц твердых экстрагентов – ТВЭКС-ТБФ (50 % ТБФ – 45 % ДВБ), ТВЭКС-ДИОМФ (50% ДИОМФ – 25 % ДВБ), ТВЭКС-ФОР (50 % ФОР – 25 % ДВБ). Пористые характеристики: удельную поверхность (S) и суммарный объем пор (V), образцов определяли на ртутном порозиметре фирмы "Carlo Erba" серии 2000 и анализаторе макропор серии 120 с использованием дилатометра с диаметром капилляра 3 мм. Для построения порограмм использовали компьютерную программу, разработанную с помощью программного продукта Delphi.

Средний эффективный радиус пор матриц рассчитывали по формуле:

$$r = \frac{2V}{S} \cdot 10^3 \quad (1)$$

где V - объем пор по ртути, см³/г; S - удельная поверхность пор по ртути, м²/г.

На рисунке 1 представлены интегральные и дифференциальные кривые распределения объема пор по радиусам матрицы ТВЭКС-ФОР (50 % ФОР – 25 % ДВБ).

Исследованные образцы имеют следующие характеристики:

Матрица ТВЭКС-ФОР (50 % ФОР – 25 % ДВБ): суммарный объем пор 1491,5·10⁻³ см³/г; удельная поверхность пор 154,1 м²/г, средний эффективный радиус пор 19,4 нм.

Матрица ТВЭКС-ТБФ (50 % ТБФ – 45 % ДВБ): суммарный объем пор 1696,5·10⁻³ см³/г; удельная поверхность пор 208,6 м²/г, средний эффективный радиус пор 16,3 нм.

Матрица ТВЭКС-ДИОМФ (50 % ДИОМФ – 25 % ДВБ): суммарный объем пор 731,6·10⁻³ см³/г; удельная поверхность пор 103,3 м²/г, средний эффективный радиус пор 14,2 нм.

Следует отметить, что твердые экстрагенты имеют мезо- и макропористую структуру с преобладанием макропор (пор с радиусом более 25 нм), которые составляют приблизительно 50 % для ТВЭКС-ДИОМФ и 60 % для ТВЭКС-ТБФ и

ТВЭКС-ФОР. Такое соотношение между мезо- и макропорами связано как с размером молекулы экстрагента, так и степенью сшивки полимерной матрицы.

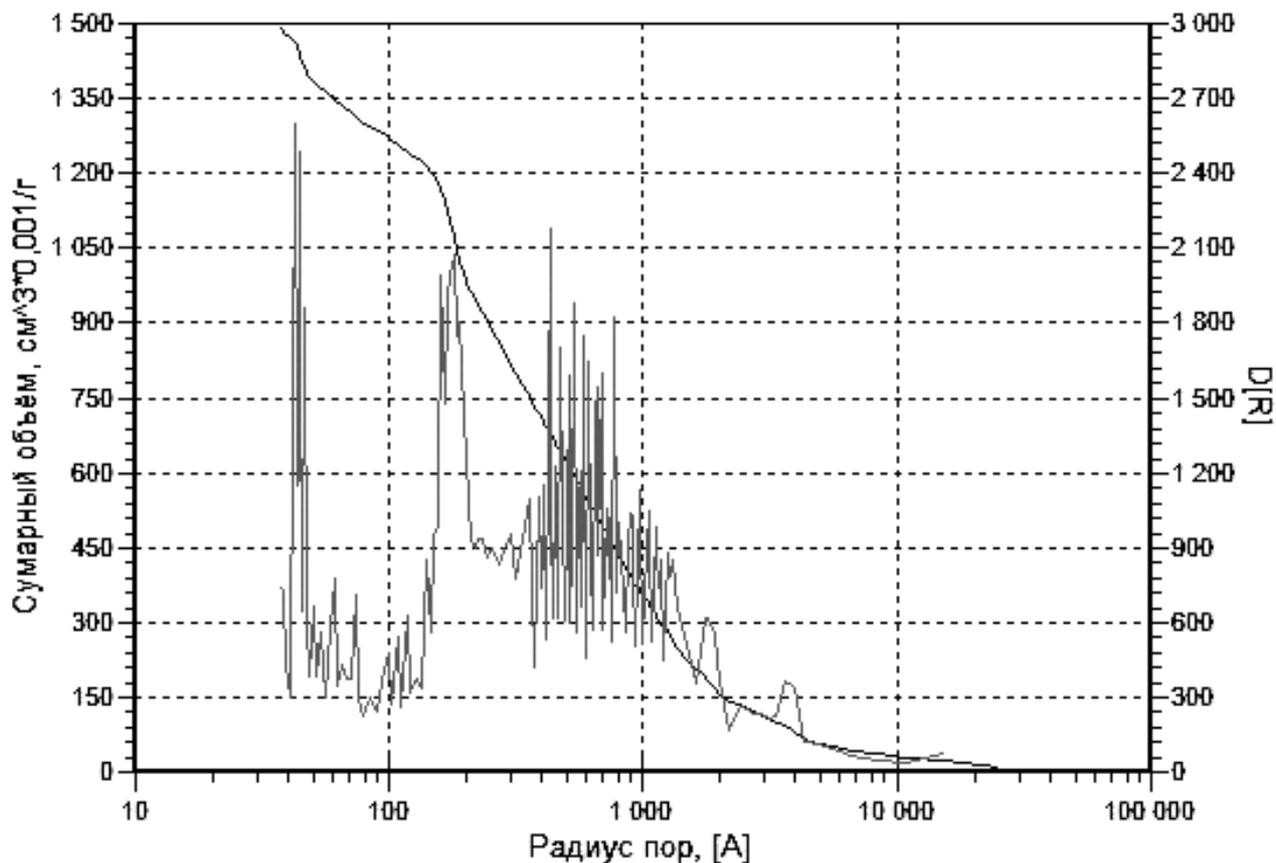


Рис. 1. Порограмма матрицы ТВЭКС-ФОР

Известно, что пористые характеристики материала, полученные методом ртутной порометрии, могут быть использованы для расчета фрактальной характеристики различных пористых сред [5]. Для расчета фрактальной размерности объема пор используют зависимость общего объема вдавненной ртути V от давления p или радиуса r поры.

Нами были выполнены расчеты фрактальной размерности объема пор (D_V) и поверхности пор (D_S) на основе графика зависимости логарифма объема (поверхности) пор от логарифма их радиуса:

$$\ln V(r) = A + B \cdot \ln(r) \quad (2)$$

$$\ln S(r) = A + B \cdot \ln(r) \quad (3)$$

где

$$B = 2 - D \quad (4)$$

Так как твердые экстрагенты имеют мультифрактальную структуру, были выделены соответствующие прямолинейные участки на кривых зависимости $\ln S(r)$ от $\ln(r)$ (рисунок 2) и $\ln V(r)$ от $\ln(r)$ (рисунок 4) путем их аппроксимации уравнением прямой линии с наибольшим значением среднеквадратичного от-

клонения. На рисунках 3 и 5 показаны выделенные участки в различных диапазонах радиусов пор. Полученные результаты приведены в таблицах 1 и 2.

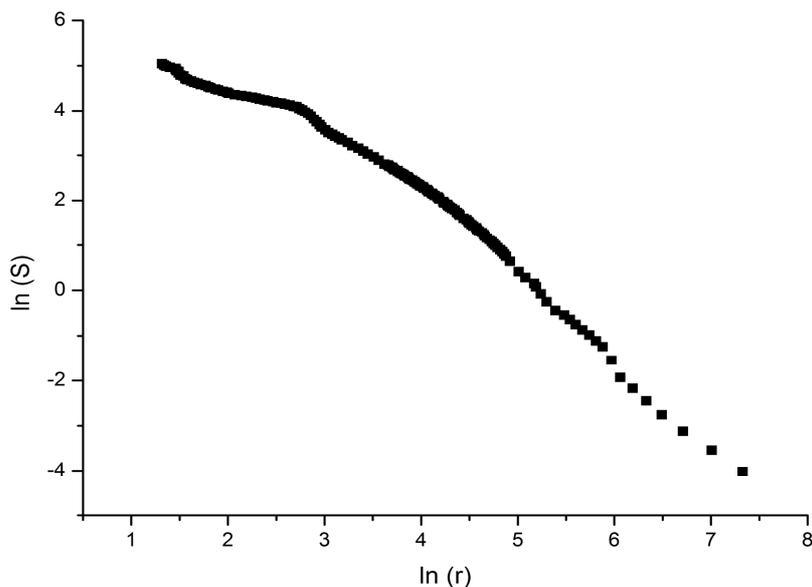


Рис. 2. Зависимость логарифма площади пор $\ln(S)$ от логарифма радиуса пор $\ln(r)$ для матрицы ТВЭКС-ФОР

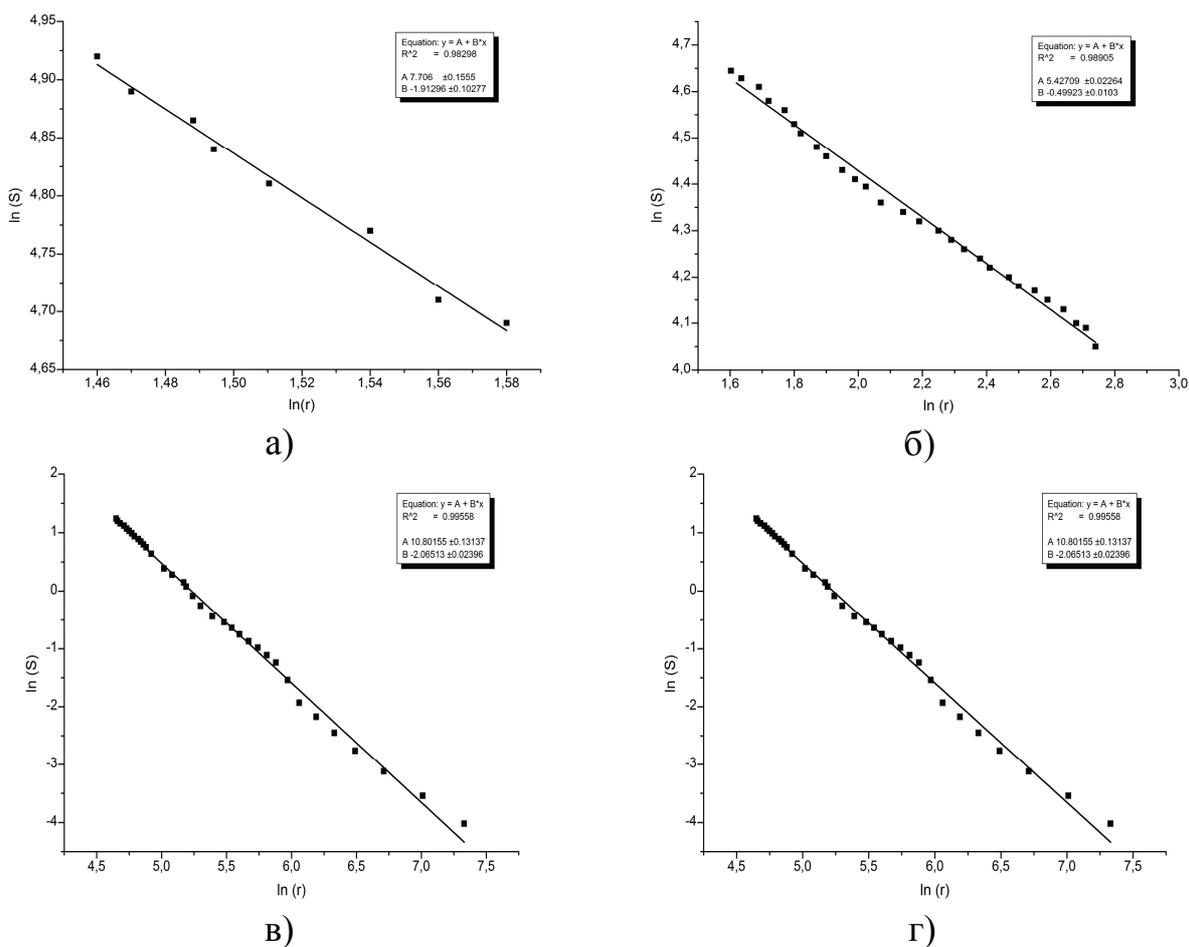


Рис. 3. Зависимость логарифма площади пор $\ln(S)$ от логарифма радиуса пор $\ln(r)$ для матрицы ТВЭКС-ФОР в отдельных диапазонах радиусов пор: а) 4,28 – 4,78 нм; б) 5,08 – 15,5 нм; в) 16,00 – 102,55 нм; г) 104,40 – 1529,90 нм

Фрактальная размерность площади пор от их радиуса

Диапазон радиусов пор, нм	Фрактальная размерность, D_s	Среднеквадратичное отклонение
Матрица ТВЭКС-ТБФ		
3,76 – 48,80	3,0	0,99
49,58 – 290,63	4,06	0,99
340,86 – 1471,91	3,61	0,99
Матрица ТВЭКС-ДИОМФ		
3,80 – 21,27	2,94	0,99
23,72 – 50,01	4,08	0,99
55,69 – 94,90	4,5	0,99
Матрица ТВЭКС-ФОР		
4,28 – 4,87	3,91	0,98
5,08 – 15,50	2,5	0,99
16,00 – 102,55	3,4	0,99
104,40 – 1529,90	4,06	0,99

Из полученных данных видно, что фрактальные свойства поверхности пор исследованных матриц проявляются в узком диапазоне радиусов мезопор – для матриц ТВЭКС-ДИОМФ и ТВЭКС-ФОР, и в более широком диапазоне мезо- и макропор – для матрицы ТВЭКС-ТБФ. Наблюдаемый результат может быть объяснен повышенным содержанием сшивающего агента (45 % ДВБ) в матрице ТВЭКС-ТБФ по сравнению с матрицами ТВЭКС-ДИОМФ и ТВЭКС-ФОР с содержанием дивинилбензола 25 %. Повышенное содержание ДВБ приводит к структурированию полимерной матрицы и, как следствие этого, соблюдению самоподобия в более широком диапазоне радиуса пор. Следует отметить, что диапазон самоподобия полимерной матрицы ТВЭКС-ДИОМФ (3,80 – 21,3 нм) более широкий, чем матрицы ТВЭКС-ФОР (5,1 – 15,5 нм), что связано, по-видимому, как с геометрическими размерами молекул, так и свойствами экстрагента.

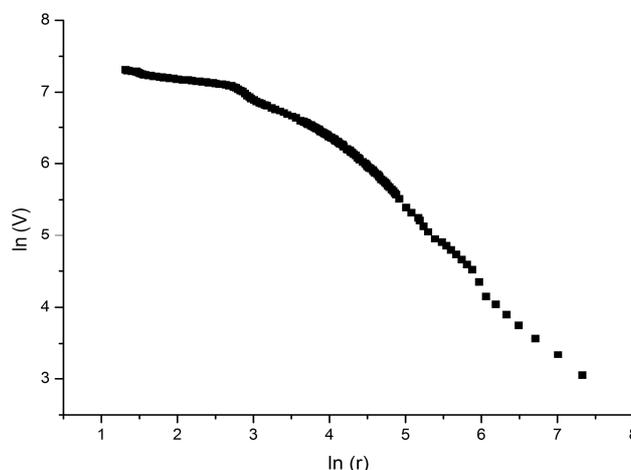


Рис. 4. Зависимость логарифма объема пор $\ln(V)$ от логарифма радиуса пор $\ln(r)$ для ТВЭКС-ФОР

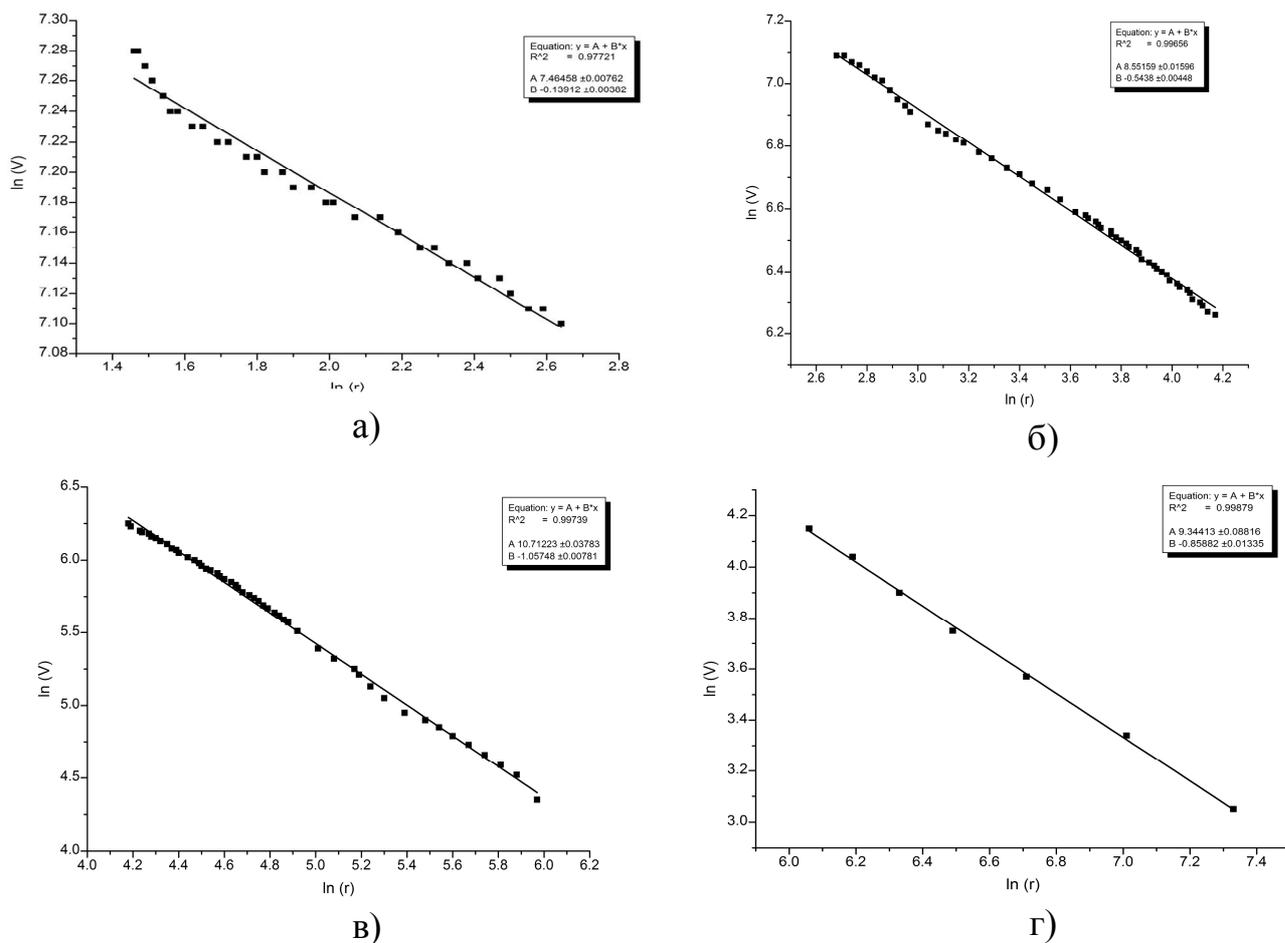


Рис. 5. Зависимость логарифма объема пор $\ln(V)$ от логарифма радиуса пор $\ln(r)$ для ТВЭКС-ФОР в отдельных диапазонах радиусов пор: а) 4,29 – 14,02 нм; б) 14,55 – 64,74 нм; в) 65,47 – 390,44 нм; г) 428,36 – 1529,89 нм

Таблица 2 Фрактальная размерность объема пор от их радиуса

Диапазон радиусов пор, нм	Фрактальная размерность, D_V	Среднеквадратичное отклонение
Матрица ТВЭКС-ТБФ		
3,76 – 20,12	2,27	0,99
20,93 – 56,75	2,49	0,99
58,25 – 273,66	2,99	0,99
290,63 – 2783,68	3,45	0,99
Матрица ТВЭКС-ДИОМФ		
4,29 – 15,59	2,33	0,99
16,34 – 24,57	2,57	0,98
25,49 – 38,27	3,0	0,99
57,76 – 229,30	2,96	0,99
Матрица ТВЭКС-ФОР		
4,29 – 14,02	2,14	0,98
14,55 – 64,74	2,55	0,99
65,47 – 390,44	3,0	0,99
428,36 – 1529,89	2,85	0,99

Как видно из полученных данных, фрактальные свойства объема пор исследованных матриц проявляются, в отличие от поверхности пор, в широком диапазоне радиусов мезо- и макропор. Все образцы имеют мультифрактальную структуру, причем фрактальная размерность возрастает с увеличением размера пор. Для матриц ТВЭКС-ТБФ и ТВЭКС-ДИОМФ самоподобие сохраняется до пор с радиусом 274 нм и 230 нм соответственно, в то время как для матрицы ТВЭКС-ФОР самоподобие наблюдается до более крупных макропор вплоть до 1530 нм. Наблюдаемый факт связан, скорее всего, как с геометрическими размерами молекул, так и свойствами экстрагента. Следует отметить, что величина D_V в мезопорах для всех твердых экстрагентов составляет $\sim 2,2-2,3$, в то время как для макропор она увеличивается с $\sim 2,5$ до $3,0$ с ростом радиуса макропор, что свидетельствует о большем самоподобии макропор по сравнению с мезопорами.

Полученные результаты могут быть использованы для моделирования и расчета кинетических и массообменных характеристик процессов извлечения металлов, а также оптимизации получения твердых экстрагентов и импрегнатов с заданными свойствами.

Список литературы

1. Стратегии и подходы АО «НАК «Казатомпром» к развитию производств редкоземельных элементов / В.С. Школьник, Н.Б. Рыспанов, Б.О. Дуйсебаев, Г.С. Батыршаева // Редкоземельные элементы: геология, химия, производство и применение – 2012: Материалы междунар. конф., 29-31 октября 2012 г. – Москва. ОАО «ВНИИХТ», 2012. – С. 162-163.
2. Korovin, V. Solid polymeric extractants (TVEX): synthesis, extraction characterization and applications for metal extraction process / V. Korovin, Yu. Shestak, Yu. Pogorelov, J.-L. Cortina // Solvent Extraction and Liquid Membranes: Fundamentals and Applications in New Materials. London – New York: CRC Press, 2008. – P. 261–301.
3. Экстракция урана (VI) фосфорсодержащими макроциклами импрегнированными в пористую полимерную матрицу / А.П. Красноперова, Г.Д. Юхно, В.И. Кальченко, С.И. Мирошниченко, Д.С. Терновая, В.Ю. Коровин, Ю.Ф. Коровин // Радиохимия-2012 – 2012: Тезисы докл. VII Рос. конф., 15-19 октября 2012 г. – Димитровград: ООО «ВДВ «ПАК», 2012. – С. 53.
4. Долбин, И.В. Структурная стабилизация полимеров: фрактальные модели / И.В. Долбин, Г.В. Козлов, Г.Е. Заиков. – М.: Академия Естествознания, 2007. – 328 с.
5. Pfeifer. P. Chemistry in noninteger dimensions between two and three. I. Fractal theory of heterogeneous surfaces / P. Pfeifer, D. Avnir // J. Chem. Phys. – 1983. - V.79, №7. - P.3558-3566.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 31.10.2012*

ЗАДАЧИ СИСТЕМ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГРУЗОВ КАНАТНЫМИ НАПОЧВЕННЫМИ ДОРОГАМИ ТЯЖЕЛОГО ТИПА

Сформированы основные задачи систем автоматизированного управления процессами транспортирования грузов канатными напочвенными дорогами тяжелого типа.

Сформовані основні задачі систем автоматизованого управління процесами транспортування вантажів канатними надгрунтовими дорогами важкого типу.

Basic tasks are formed of the systems of the automated process control of portage of loads by the funicular napochvennimi roads of heavy type.

Специфической особенностью горного производства является динамичность – непрерывное воспроизводство подготовительных и очистных забоев, постоянно перемещающихся в пространстве. При подготовке запасов угля у границ шахтных полей и в зонах геологических нарушений практически все время приходится иметь дело с прогнозированием структуры и поведением систем вспомогательного транспорта. Вспомогательный транспорт угольных шахт Западного Донбасса, осуществляющих выемку угля столбами по падению-восстанию, представлен рельсовыми видами и характеризуется множеством операций. Так, в состав технологии рельсового транспорта входят такие технологические операции как погрузка и разгрузка вагонеток, откатка породы аккумуляторными электровозами по горизонтальным выработкам и канатные откаты по наклонным, обмен груженых составов вагонеток на порожние и др. Для управления транспортно-технологическими процессами используется большой объем разнообразных средств автоматизации.

Основными задачами автоматизированных систем управления на рельсовом транспорте угольных шахт являются: повышение пропускной способности подсистем внутришахтного транспорта; снижение энергозатрат на перемещение грузов по подземным горным выработкам; повышение безопасности и безаварийности средств транспорта; уменьшение числа обслуживающего персонала, облегчение труда и контроль безошибочности его действий; своевременная выдача технологической и технико-экономической информации о состоянии транспорта и др.

Канатные напочвенные дороги нового поколения типа ДКНП-1,6 являются разновидностью средств рельсового транспорта и снабжены аппаратурой дистанционного управления АДУ-1.1М, предназначенной для управления шахтными подъемными установками, оборудованными подъемными машинами, эксплуатируемыми в подземных выработках угольных и сланцевых шахт, опасных по взрыву газа и пыли. Проектом предусматривалось, что принятая система управления должна обеспечивать дистанционное и визуальное управление процессами транспортирования грузов при проведении протяженных прямолинейных подземных выработок.

При эксплуатации в прямолинейных выработках аппаратура АДУ-1.1М обеспечивает выдачу сигналов с пульта управления ППМ.1.1.М на дистанцион-

ное управление разгоном и замедлением электрического привода подъемной установки, оборудованного жидкостным реостатом, а также работой привода рабочего тормоза. Аппаратура визуального контроля обеспечивает контроль за положением состава в выработке, давлением в тормозной системе, за величиной скорости движения состава, а также за выдачей команд при помощи кнопочных элементов и выключателей.

Необходимо отметить, что принятая проектом в конструкции ДКНП-1,6 система управления АДУ-1.1М была разработана более тридцати лет назад и вполне отвечала эксплуатационным показателям и требованиям того времени, т.е. предусматривала дистанционное управление процессами транспортирования грузов в протяженных прямолинейных подземных выработках. В настоящее время, когда дорабатываются запасы угля у границ шахтных полей, а также в условиях активного пучения пород почвы и обильных водопротоков, по технологическим причинам значительно увеличилось количество подземных выработок, криволинейных в профиле и плане. В этой связи управление режимами работы канатной напочвенной дороги осуществляется в условиях неопределенности. И по этой причине были выявлены тяжелые условия взаимодействия тягового органа (каната) с линейными элементами дороги (блоками, шкивами, роликами), что приводило к их повреждению, нарушению режимов работы транспортно-технологической системы и существенным затратам (до 300,0 тыс. грн. в год) на замену вышедших из строя узлов.

Учитывая тот факт, что на данный период напочвенные канатные дороги типа ДКНП-1,6 являются основным транспортным средством при проведении подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях, в целях совершенствования действующей системы управления АДУ-1.1М, была проведена оценка режимов работы ее аналогов при управлении процессами перемещения грузов альтернативными средствами транспорта, традиционно применяемыми на шахтах Западного Донбасса.

В процессе формирования программы исследований были проанализированы эксплуатационные параметры ДКНП-1,6, шахтных локомотивов, одноконцевых канатных установок, монорельсовых дорог, а также характер работы действующих систем управления транспортными средствами и существующий опыт передачи информации по контактной сети, по высокочастотному каналу, радиоканалу и с использованием рельсовых путей в качестве телемеханического канала.

Например, для дистанционного управления аккумуляторными электровозами разработана система СТАРТ-1, с помощью которой обеспечивается двусторонний обмен информацией между электровозными и путевыми приемопередатчиками. Для передачи на электровоз на частоте 72 кГц используются четыре модулированных по амплитуде сигнала, для передачи с электровоза на частоте 150 кГц – два модулированных по амплитуде сигнала.

Сигналы принимаются рамочными антеннами и поступают на вход приемников со следующей структурой: усилитель на микросхеме, полосовой фильтр, амплитудный детектор, усилитель низкой частоты, частотные избиратели (пороговые устройства) с выходными реле. Передающий шлейф обычно прокладывается по шпалам рельсового пути на расстоянии 15 – 20 см от подошвы рельсов.

В состав комплекса СТАРТ-1 входят: аппаратура пункта управления, поддерживающая пульт управления, мнемосхему, устройства расшифровки сигналов и

разделения цепей; аппаратура сигнализации и блокировки путевого участка, состоящая из путевых датчиков, светофоров, блока блокировки маршрутов, устройства задания и блокировки маршрутов; аппаратура обмена информацией между электровозом и путевыми устройствами автоматики; аппаратура автоматического управления аккумуляторным электровозом.

Система СТАРТ-1 обеспечивает: дистанционное управление электровозом на погрузочном пункте, при котором машинист выполняет функции оператора погрузки; автоматическое управление движением поездов без машинистов в магистральных выработках и дистанционное – в местах погрузки, при этом задание и контроль маршрутов выполняются оператором пункта управления, путевую сигнализацию и блокировку на стрелках путевых участков при запросе машинистом маршрута движения, централизованный контроль местонахождения поездов, контроль занятости участков пути с помощью мнемосхемы путевого развития, централизованное управление и контроль за движением поездов.

Основным недостатком тиристорной схемы управления является наличие пульсаций тока, что ухудшает режим работы тягового двигателя.

Автоматизированное управление приводом электровозов АРП-14, АРП-28 осуществляется аппаратурой ТЭРА-1, которая обеспечивает: плавный разгон и регулирование скорости электровоза; плавное электродинамическое торможение электровоза, ограничение тока тяговых двигателей при их пуске и торможении; регулирование скорости движения с исключением пробуксовки электровоза, измерение и индикацию скорости движения электровоза, управление рельсовыми тормозами, освещением, сигнализацией, переводом стрелок; блокировки и другие функции.

Для управления стрелочными переводами можно использовать несколько типов привода: электромеханический, электромагнитный (соленоидный), гидравлический и пневматический. Наиболее широкое применение получил привод моторный стрелочный ПМС-4. Привод имеет встроенные концевые выключатели для управления и сигнализации о положении стрелки. Привод ПМС-4 обычно входит в состав аппаратуры автоматизации.

Комплекс НЭРПА-1 предназначен для управления стрелочным переводом из кабины машиниста движущегося электровоза, при этом обеспечивается перевод стрелки машинистом из кабины движущегося электровоза путем частотного управления. Полный комплекс устройств НЭРПА, кроме управления стрелочными переводами, обеспечивает автоматическое считывание информации о номере электровоза, направлении его движения, выдачу сигналов управления с движущегося электровоза вентиляционными дверями, схемами СЦБ.

Канатные откаты применяют на шахтах в выработках с углом наклона более 6° , при котором обратное движение вагонеток происходит под действием собственного веса. Наклонные выработки чаще всего проходят по пласту угля, поэтому профиль пути имеет переменный угол. Нагрузка на двигатель лебедки изменяется в широких пределах и зависит от профиля пути и степени загрузки вагонеток. В качестве привода лебедок канатных откаток используют асинхронный двигатель с фазным ротором. Регулирование скорости достигается за счет изменения активного сопротивления в роторной цепи с помощью жидкостных или металлических реостатов.

Схемы автоматизации одноконцевой канатной откатки должны обеспечивать выполнение заданной диаграммы скорости подъема или спуска при изме-

нении нагрузки от 20 до 130 % номинальной. Во время основного рабочего цикла задаются две скорости: максимальная – 3...5 м/с и малая – 0,5 м/с. Малая скорость используется при вытягивании вагонеток с приемного горизонта и при прохождении закруглений. При прохождении вагонеток по промежуточным стрелкам максимальная скорость снижается на 50 %. Такая же скорость принимается при подъеме и спуске людей, оборудования.

Устойчивая малая скорость достигается за счет работы двигателя лебедки на искусственной характеристике с регулируемым механическим подтормаживанием. Для такого подтормаживания электрогидропривод (ЭГП) рабочего тормоза подключается в цепь ротора двигателя лебедки, и, получая питание пониженной частоты, уменьшает свои обороты, что приводит к опусканию под действием груза рабочего тормоза и затормаживанию. Однако чрезмерное снижение скорости двигателя лебедки дает увеличение частоты напряжения в роторе, что приводит к увеличению оборотов ЭГП и уменьшению тормозного момента. После нескольких таких колебаний устанавливается малая скорость откатки порядка 0,5 м/с. Когда надо перейти к разгону лебедки, привод ЭГП подключается к статору лебедки, получая питание частотой 50 Гц и развивая нормальную частоту вращения, растормаживает лебедку.

Управление лебедкой выполняет оператор с верхней приемной площадки с учетом кодовых звуковых сигналов, подаваемых с нижних горизонтов. Канатные откатки являются источником повышенной опасности, поэтому предусматривается ряд автоматических средств, мероприятий и защит в соответствии с требованиями ПБ.

Монорельсовые и моноканатные подвесные дороги предназначены для транспортирования оборудования и людей по участковым безрельсовым и конвейеризированным выработкам с углами наклона разного знака до 25—35°, искривленных в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Для управления подвесными дорогами используется аппаратура УМД. Линия управления может быть выполнена по кабелю или по трем голым проводам. Для предупредительной, кодовой сигнализации и экстренной остановки из любой точки вдоль трассы движения используется трехпроводная кабельная линия. Аппаратура УМД обеспечивает: дистанционное или местное управление реверсивным приводом для монорельсовой дороги и нереверсивным приводом для моноканатной дороги; аварийную остановку из любой точки вдоль трассы движения с блокировкой отключения; защитные отключения привода дороги при уменьшении или увеличении скорости более чем на 25 % номинальной, при затаившемся разгоне, при обрыве или коротком замыкании линии управления; сигнализацию при недопустимом опускании (подъеме) натяжных грузов, а также при проезде конечных площадок схода.

На основании выполненной оценки методов автоматизированного управления процессами доставки грузов в шахте рельсовыми и монорельсовыми видами транспорта были сделаны следующие выводы.

1. Существующие способы и устройства автоматизированного контроля не обеспечивают оперативное управление процессами транспортирования породы канатными дорогами ДКНП-1.6 в условиях неопределенности.

2. Применяемые на рельсовом транспорте автоматизированные системы управления процессами доставки грузов позволяют диагностировать лишь оп-

ределенную позицию транспортного средства, и не предназначены для комплексной оценки условий взаимодействия их элементов.

3. Незначительное количество известных работ по исследованию гибких тяговых органов посвящены изучению переходных режимов их работы и не рассматривают работу подсистем в нетипичных производственных ситуациях.

4. Теоретические исследования тяговых систем в комплексе с приводом посвящены в основном определению пусковых характеристик приводов шахтных подъемных машин, ленточных и скребковых конвейеров.

5. Нормативная база по оптимизации систем управления технологическими процессами транспортирования грузов в сложных горнотехнических условиях разработки тонких угольных пластов и прогнозированию последствий отказов в работе средств вспомогательного транспорта на данный период находится в стадии разработки.

Вышеизложенные выводы позволили оценить создавшуюся ситуацию в части автоматизации систем управления перемещением грузов рельсовыми видами транспорта в реальных условиях горного производства и сформулировать задачи дальнейших исследований. Сущность перспективных исследований заключается в создании комплексной программы и методики адаптации напочвенной канатной дороги нового поколения в условиях неопределенности, которые предусматривают:

- диагностирование особенностей функционирования элементов дороги в нетипичных условиях эксплуатации;
- прогнозирование возможных производственных ситуаций;
- принятие решений по адаптации напочвенной канатной дороги к реальным условиям среды.

В основу предлагаемого подхода заложена идея, что технология управления процессами транспортирования грузов в условиях неопределенности представляется как трехкомпонентная система «человек-агрегат-среда». В теории игр и статистических решений подобные задачи выделены в класс «игры с природой». В терминах теории игр рассматриваются стратегии природы и стратегии человека (проектировщика).

В целом, рассматривая работу напочвенных канатных в реальных условиях горного производства как динамическую систему «человек-агрегат-среда» и как объект автоматизации можно выдвинуть гипотезу, что задача исследований взаимодействия элементов указанной системы состоит в разработке структурно-логических связей подсистем, управляющих процессами перемещения основных и вспомогательных грузопотоков в шахте, а также шкалы соизмерения организационных, технических и технологических факторов с помощью **«обобщенного критерия адаптации»** системы к нетипичным условиям среды. Такой подход предусматривает состояние элементов транспортно-технологической системы отображать математическими методами и моделями описания технологических процессов, увязанных в пространстве и времени.

На основании выполненного анализа существующих подходов к решению задач управления *сложными* адаптивными системами можно констатировать, *что действующие технологические (производственные, нормативные) требования к системам* управления подвижными составами на магистральном и участковом транспорте отличаются друг от друга и поэтому требуют комплексной оценки

факторов, определяющих эксплуатационные параметры *каждой подсистемы*. В этой связи разрабатываемая модель автоматизированного управления процессами доставки грузов по участковым подготовительным выработкам и шахтным магистралям должна учитывать особенности функционирования грузопотоков в пределах каждой подсистемы и методы их координации.

По результатам исследований технологических схем доставки горной массы от подготовительных забоев до участков передачи грузов на средства магистрального транспорта были определены три зоны движения грузопотоков и характерные для них транспортно-перемещающие процессы и методы их исследования.

Эффективность работы технологических схем внутришахтного транспорта целесообразно оценивать энергозатратами на перемещение грузов по горным выработкам с учетом влияния среды и технологических факторов.

Надежность работы напочвенной канатной дороги и прогнозирование режимов ее работы как системы взаимодействующих элементов – «состав вагонеток-произвольный профиль трассы-тяговый канат-привод» определять путем моделирования характеристик привода в режимах пуска, установившегося движения и торможения в условиях неопределенности.

В соответствии с разработанной структурно-логической схемой настоящих исследований математическую модель функционирования системы управления процессами транспортирования грузов при проведении участковых подготовительных выработок в условиях неопределенности в общем виде можно описать выражением:

$$F = \Phi_{\tau} (\varphi_1, \psi_1, \omega_1, \alpha_1)$$

где F – обобщенный критерий взаимодействия элементов системы «человек-агрегат-среда»; $\varphi_{1...n}$, $\psi_{1...n}$, $\omega_{1...n}$, $\alpha_{1...n}$ – соответственно входные параметры подсистем (призобойный транспорт, транспорт груженых составов по проводимой горной выработке, маневровые операции по замене груженых составов на порожние, транспорт порожних составов к забою выработки).

Таким образом, решение основных научно-практических задач систем автоматизированного управления транспортирования грузов канатными напочвенными дорогами тяжелого типа требует на базе указанных выше выводов детального исследования технологических, технических, энергетических и информационных процессов для повышения эффективности и безопасности эксплуатации канатных дорог.

Список литературы

1. Ширин Л.Н. Перспективы развития адаптационных систем вспомогательного транспорта в условиях шахт Западного Донбасса /Ширин Л.Н., Посуныко Л.Н., Расцветеев В.А. // Школа подземной разработки: Матер. междунар. научно-практ. конф. – Днепропетровск – Ялта, НГУ, 2007. – 374 с.

2. Расцветаев В.А. Комплексная оценка транспортно-технологических схем комбайнового проведения подготовительных выработок в условиях шахт Западного Донбасса / Расцветаев В.А., Посуныко Л.Н., Дятленко М.Г., Ширин А.Л. // Матеріали V міжнародна науково-практична конференція «Проблеми горного дела и экологии горного производства» (14 – 15 травня 2010 р.) С. 36 – 41.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 17.10.2012*

РАЦИОНАЛЬНАЯ ДИНАМИКА РАЗВИТИЯ ТРАНСПОРТНОЙ СЕТИ НА АВТОМОБИЛЬНЫХ ОТВАЛАХ

В статье выполнена формализация задачи трассирования перемещения горной массы в проектных контурах отвалов и движения автосамосвала в холостом направлении для традиционной и измененной технологической схемы горно-транспортных работ при формировании второго яруса отвала. Предложена и апробирована методика решения этой задачи, обеспечившая снижение суммарных дисконтированных затрат на 65-68 %.

У статті виконана формалізація задачі трасування переміщення гірничої маси в проектних контурах відвалів і руху автосамоскида в холостому напрямку для традиційної і зміненої технологічної схеми гірничо-транспортних робіт при формуванні другого ярусу відвалу. Запропоновано та апробовано методику вирішення цієї задачі, що забезпечило зниження сумарних дисконтованих витрат на 65-68 %.

In the article the formalization of the problem of tracing movement of rocks in the design contours of dumps and dump truck traffic in idle direction for traditional and modified flowsheet mining and transport operations in the formation of the second tier of the dump. Proposed and tested a method of solving this problem, ensure the reduction of total discounted costs of 65-68 %.

Вступление. Одним из направлений повышения технико-экономической эффективности открытой разработки месторождений является совершенствование технологических схем горно-транспортных работ. Актуальность этого направления обуславливается существенным удельным весом транспортных затрат в себестоимости добываемых открытым способом полезных ископаемых.

Следует сразу же отметить, что выполненный анализ показал неоднозначность интерпретации понятия технологической схемы горно-транспортных работ. В этой связи, для целей исследования в [1] было предложено рассматривать технологическую схему как способ задания транспортной сети, содержащей “узлы” (пункты погрузки, перегрузки и разгрузки горной массы) и “связи” между ними (трассы перемещения горной массы), с указанием технологических характеристик этих составляющих.

В таком аспекте можно сделать вывод, что большинство работ посвящено методическому обеспечению проектирования и планирования трассирования грузопотоков до перегрузочных пунктов, размещения перегрузочных пунктов и трассирования грузопотоков от перегрузочных пунктов к пунктам доставки. При этом трассирование в проектных контурах отвалов, как одна из задач совершенствования технологической схемы горно-транспортных работ, не рассматривалась. Согласно принятому в настоящее время подходу, решение этой задачи определяется принятым порядком отсыпки отвала [2-4].

Как известно, отвалообразование в целом можно представить совокупностью двух взаимодействующих процессов: доставки горной массы внутри проектных контуров отвала и непосредственно формирования (отсыпки) отвала. Очевидно, что технико-экономическая эффективность отвалообразования в таком составе при прочих равных условиях определяется затратами на него.

Очевидно, что суммарные затраты непосредственно на формирование отвала, как не дисконтированные, так и дисконтированные, при равных годовых объемах доставляемой горной массы не зависят от порядка его отсыпки. Тем более, они не зависят от профиля и формы трассы (в плане). Следовательно, усовершенствовать технологическую схему горно-транспортных работ в пределах проектных контуров отвала путем изменения порядка его формирования не представляется возможным.

Что же касается трассирования перемещения горной массы по отвалу и движения автосамосвала в холостом направлении, то соответствующие транспортные затраты будут несомненно переменными, так как они зависят от длины грузовой и холостой ветвей трассы, а также от высоты подъема горной массы [5]. Следовательно, усовершенствовать технологическую схему горно-транспортных работ в пределах проектных контуров отвала можно путем оптимизации трассирования перемещения горной массы и движения автосамосвала в холостом направлении.

Таким образом, как показал анализ, одной из нерешенных частей проблемы совершенствования технологических схем горно-транспортных работ является задача оптимизации трассирования перемещения горной массы и движения автосамосвала в холостом направлении в проектных контурах отвалов.

Формулирование целей статьи (постановка задачи). На основе изложенного общая постановка задачи трассирования перемещения горной массы в проектных контурах отвалов и движения автосамосвала в холостом направлении может быть сформулирована следующим образом: необходимо установить оптимальную динамику развития транспортной сети, обеспечивающую минимизацию затрат на отвалообразование, при выполнении плановых объемов отсыпки отвалов.

Решение задачи в общей постановке затруднительно из-за сложностей математического характера: во-первых, речь идет об оптимизации динамики топологии сети, общего решения которой пока не получено, и, во-вторых, нужно учитывать при этом технологические параметры “узлов” и “связей”, что еще больше усложняет решение.

В связи с этим в работе решалась задача в частной (упрощенной) постановке: не оптимального, а рационального трассирования перемещения горной массы и движения автосамосвала в холостом направлении по годам в проектных контурах отвалов. Как и для задачи в общей постановке, получаемое решение должно представлять собой множество рациональных трасс по годам отвалообразования. Естественно, полученное решение будет не наилучшим, но оно должно обеспечивать снижение затрат на перемещение горной массы и движения автосамосвала в холостом направлении в пределах проектного контура отвала по сравнению с применяемым традиционным трассированием.

Для обеспечения условия рациональности (снижения затрат на перемещение горной массы и движения автосамосвала в холостом направлении в пределах проектного контура отвала по сравнению с применяемым традиционным трассированием) было предложено изменение в технологической схеме горно-транспортных работ при формировании второго яруса отвала (рис. 1). На ри-

сунке представлена типовая традиционная [2-4] и измененная схемы формирования двухъярусного отвала. Как видно, предложенным изменением предусматривается оставление транспортного коридора во втором ярусе (позиция 4) с последующей его засыпкой обратным ходом после достижения вторым ярусом проектного положения. Очевидно, что в этом случае расстояние транспортирования можно уменьшить.

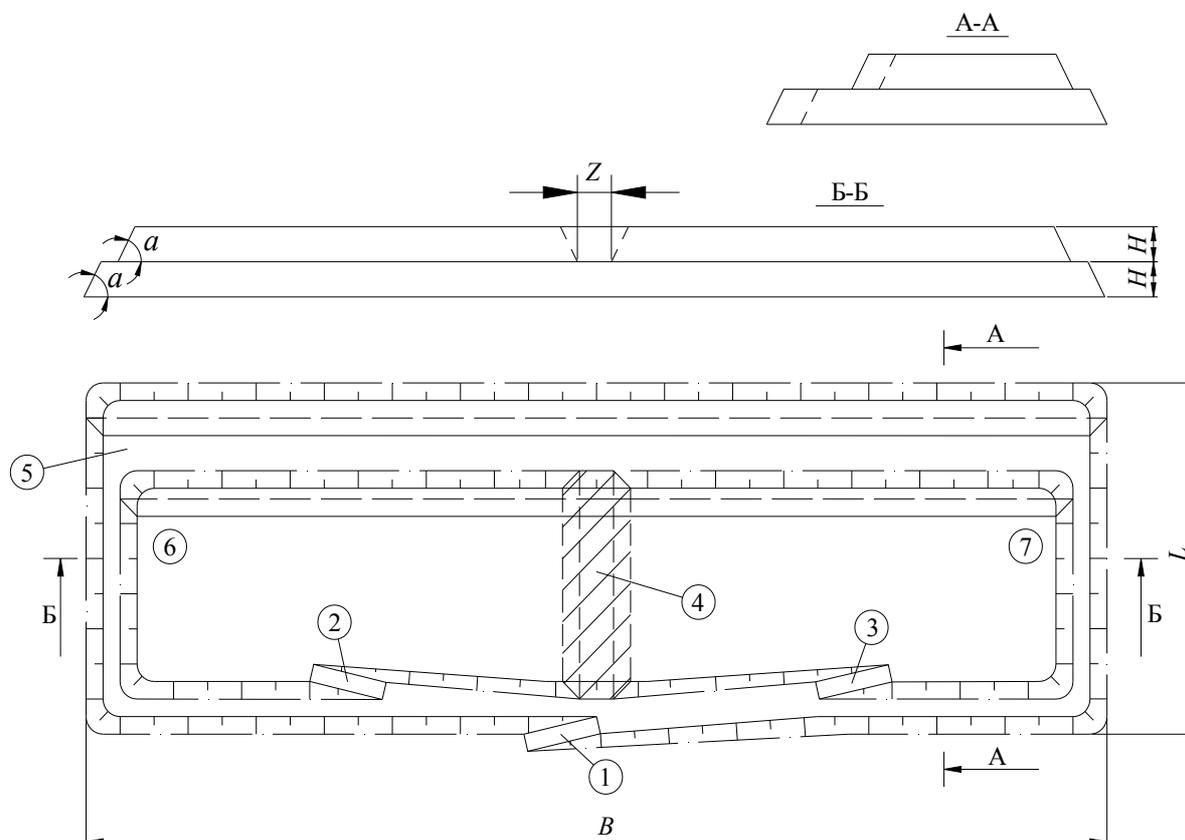


Рис. 1. Технологическая схема отсыпки внешнего отвала вскрышных пород с транспортным коридором во втором ярусе: 1 – выездной съезд первого яруса отвала; 2 – выездной съезд первого блока второго яруса отвала; 3 – выездной съезд второго блока второго яруса отвала; 4 – транспортный коридор во втором ярусе отвала; 5 – первый ярус отвала; 6 – первый блок второго яруса отвала; 7 – второй блок второго яруса отвала; Z – ширина транспортного коридора во втором ярусе; H – высота первого и второго ярусов отвала; α – угол откоса ярусов отвала; B – ширина отвала понизу; L – длина отвала понизу

Таким образом, в работе решалась частная задача рационального трассирования перемещения горной массы и движения автосамосвала в холостом направлении по годам в проектных контурах отвала для типовой традиционной схемы формирования двухъярусного отвала с предложенным изменением.

Изложение основного материала исследований.

Метод (процедура) решения задачи. Метод, который применялся для решения задачи, представляет собой графоаналитическое моделирование динамики контуров ярусов и трасс по годам отвалообразования. На основании этих контуров выполнялось трассирование перемещения горной массы и движения

автосамосвала в холостом направлении на отвале по минимуму расстояния транспортирования.

Формализация задачи. В настоящее время в практике эффективность трассирования горно-транспортных работ оценивают по затратам на перемещение горной массы за определенный период, которые определяются формулой:

$$Z = T_p \cdot C_{mp.} \rightarrow \min, \text{ грн.}, \quad (1)$$

где $C_{mp.}$ – средняя себестоимость транспортирования вскрышных пород автомобильным транспортом, грн./т км;

T_p – транспортная работа, выполняемая автосамосвалом при перемещении вскрышных пород в грузовом направлении, т км;

$$T_p = Q \cdot l, \text{ т км}, \quad (2)$$

здесь Q – масса вскрышных пород, доставляемых на отвал за определенный период, т; l – расстояние транспортирования в грузовом направлении, км.

Формулы (1), (2) не учитывают специфику задачи трассирования: во-первых, транспортная работа совершается при движении автосамосвала и в грузовом, и в холостом направлениях; во-вторых, удельные транспортные затраты в грузовом и в холостом направлениях различны, а не равны средней себестоимости; в-третьих, ни одна из формул (1), (2) не учитывает зависимость транспортных затрат от высоты подъема; в-четвертых, формулы (1), (2) не предусматривают дисконтирование.

Между тем, именно эти факторы позволяют дать более гибкую экономическую оценку пространственных параметров трассы.

Формула определения годовых дисконтированных затрат [6] в нашем случае имеет следующий смысл:

$$Z_{дi} = \frac{Z_i}{(1 + E)^i}, \text{ грн.}, \quad (3)$$

где Z_i – затраты на транспортирование вскрышных пород автомобильным транспортом на отвале в i -м году, грн.; E – норма дисконта, $E = 0,15$ доли ед.; i – номер расчетного года.

Соответственно суммарные дисконтированные затраты будут равны:

$$Z_{д.с.} = \sum_{i=1}^t \frac{Z_i}{(1 + E)^i}, \text{ грн.}, \quad (4)$$

где t – количество лет, на которое производится расчет.

Параметр Z_i , с учетом отмеченных выше факторов, следовало бы определять аналогично (1), только с отдельным определением транспортной работы в грузовом и холостом направлениях и умножением на соответствующую себестоимость. Однако существующая на горных предприятиях система учета такие

показатели себестоимости не предусматривает, и соответствующие информационные базы не ведутся. Тем не менее, на передовых горных предприятиях уже применяются дифференцированные нормы расхода дизельного топлива автосамосвалами (на рис. 2 показаны характерные зависимости).

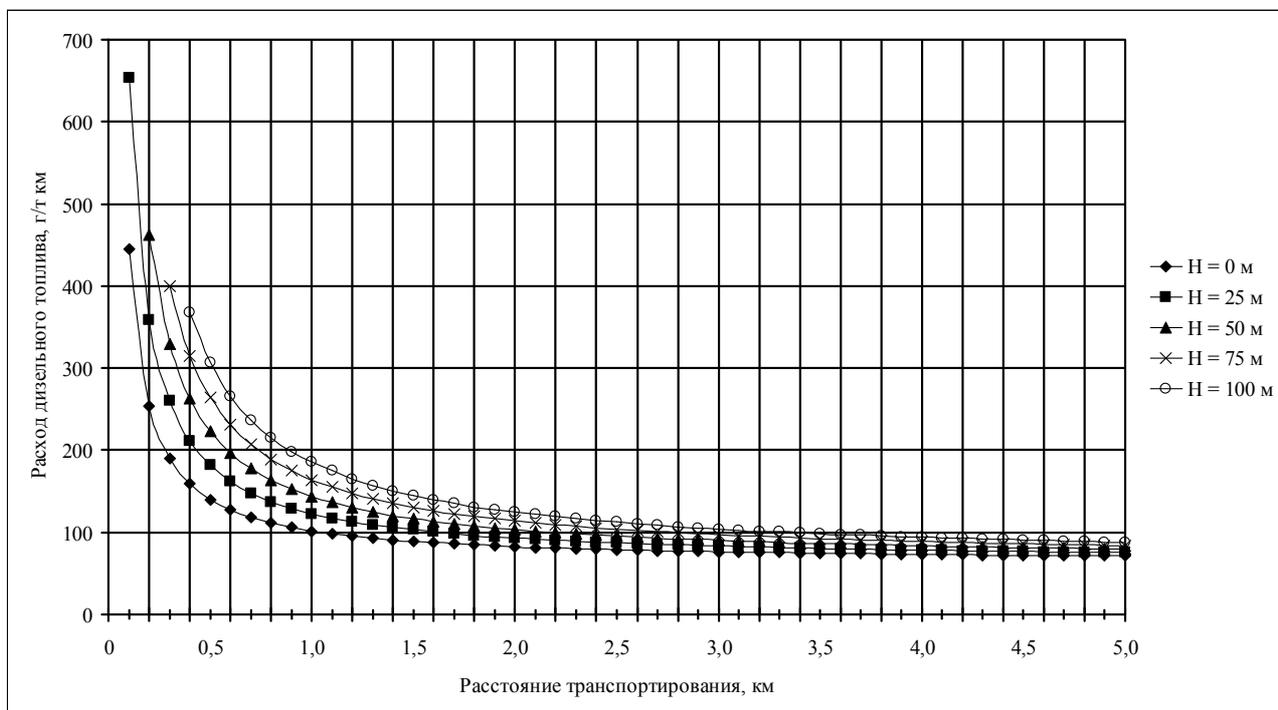


Рис. 2. Дифференцированные нормы расхода дизельного топлива для автосамосвалов: $H = 0$ м, $H = 25$ м, $H = 50$ м, $H = 75$ м, $H = 100$ м – высота подъема груженого автосамосвала

Как известно, в составе себестоимости можно выделить удельные постоянные и удельные переменные затраты. Очевидно, удельные постоянные затраты от пространственного расположения трассы (в частности, от длины трассы в грузовом и холостом направлениях, а также высоты подъема) не зависят.

Удельные переменные затраты включают:

- затраты на горюче-смазочные материалы, грн./т км;
- зарплата водителям, грн./т км;
- износ резины шин автосамосвалов, грн./т км.

Анализ удельных переменных затрат показывает, что из перечисленных затрат наибольший удельный вес приходится на горюче-смазочные материалы, которые в общей стоимости могут достигать 90-95 %. В связи с этим, двумя последними составляющими удельных переменных затрат можно пренебречь, тем более, что от пространственного расположения трассы они не зависят.

На основании изложенного выше, в качестве критерия при выборе рационального варианта трассирования при перемещении горной массы и движении автосамосвала в холостом направлении по отвалу были приняты суммарные дисконтированные затраты на дизельное топливо по годам отвалообразования:

$$Z_{д.с.}^{ДТ} = \sum_{i=1}^t \frac{Z_i^{ДТ}}{(1+E)^i}, \text{ грн.}, \quad (5)$$

где $Z_i^{ДТ}$ – затраты на дизельное топливо в i -м году при транспортировании вскрышных пород и движении автосамосвала в холостом направлении по отвалу, грн.;

$$Z_i^{ДТ} = Z_{1i}^Г + Z_{1i}^{ХП} + Z_{2i}^Г + Z_{2i}^{ХП}, \text{ грн.}, \quad (6)$$

где $Z_{1i}^Г$, $Z_{2i}^Г$ – затраты на дизельное топливо в i -м году при транспортировании вскрышных пород соответственно по первому и второму ярусу отвала в грузовом направлении, грн.; $Z_{1i}^{ХП}$, $Z_{2i}^{ХП}$ – затраты на дизельное топливо в i -м году при движении порожнего автосамосвала соответственно по первому и второму ярусу отвала в холостом направлении, грн.;

$$Z_{1i}^Г = (l_{i1}^П q_{Г1}^П + l_{i1}^P q_{Г1i}^P) Q_{Г1i} \cdot Ц^{ДТ}, \text{ грн.}, \quad (7)$$

где $l_{i1}^П$ – расстояние транспортирования вскрышных пород по выездному съезду 1-го яруса в i -м году (позиция 1 на рис. 1), км; $q_{Г1}^П$ – удельный расход дизельного топлива груженым автосамосвалом при преодолении подъема 1-го яруса в i -м году, г/т км; l_{i1}^P – расстояние транспортирования вскрышных пород по горизонтальному участку 1-го яруса в i -м году, км; $q_{Г1i}^P$ – удельный расход дизельного топлива груженым автосамосвалом при перемещении по горизонтальному участку 1-го яруса в i -м году, г/т км; $Q_{Г1i}$ – годовая масса вскрышных пород, укладываемая в 1-м ярусе в i -м году, т; $Ц^{ДТ}$ – цена дизельного топлива, грн./г.

$$Z_{2i}^Г = (l_{i1}^П q_{Г1}^П + l_{i1-2}^P q_{Г1-2i}^P + l_{i2}^П q_{Г2}^П + l_{i2}^P q_{Г2i}^P) Q_{Г2i} \cdot Ц^{ДТ}, \text{ грн.}, \quad (8)$$

где $l_{i1}^П$ – расстояние транспортирования вскрышных пород по выездному съезду 1-го яруса в i -м году (позиция 1 на рис. 1), км; $q_{Г1}^П$ – удельный расход дизельного топлива груженым автосамосвалом при преодолении подъема 1-го яруса в i -м году, г/т км; l_{i1-2}^P – расстояние транспортирования вскрышных пород по горизонтальному участку от конца выездного съезда 1-го яруса до начала выездного съезда 2-го яруса в i -м году, км; $q_{Г1-2i}^P$ – удельный расход дизельного топлива груженым автосамосвалом при перемещении по горизонтальному участку от конца выездного съезда 1-го яруса до начала выездного съезда 2-го яруса в i -м году, г/т км; $l_{i2}^П$ – расстояние транспортирования вскрышных пород по выездному съезду 2-го яруса в i -м году (позиция 2, 3 на рис. 1), км; $q_{Г2}^П$ – удельный расход дизельного топлива груженым автосамосвалом при преодолении

подъема 2-го яруса в i -м году, г/т км; l_{i2}^P – расстояние транспортирования вскрышных пород по горизонтальному участку 2-го яруса в i -м году, км; $q_{Г2i}^P$ – удельный расход дизельного топлива груженым автосамосвалом при перемещении по горизонтальному участку 2-го яруса в i -м году, г/т км; $Q_{Г2i}$ – годовая масса вскрышных пород, укладываемая во 2-м ярусе в i -м году, т; $Ц^{ДТ}$ – цена дизельного топлива, грн./г.

$$З_{1i}^{ХЛ} = (l_{1i}^P q_{ХЛ1i}^P + l_{1i}^{СП} q_{ХЛ1}^{СП}) m_c \cdot Ц^{ДТ}, \text{ грн.}, \quad (9)$$

где l_{1i}^P – расстояние, преодолеваемое порожним автосамосвалом по горизонтальному участку 1-го яруса в холостом направлении в i -м году, км; $q_{ХЛ1i}^P$ – удельный расход дизельного топлива порожним автосамосвалом при перемещении по горизонтальному участку 1-го яруса в холостом направлении в i -м году, г/т км; $l_{1i}^{СП}$ – расстояние, преодолеваемое порожним автосамосвалом при спуске по выездному съезду 1-го яруса в i -м году (позиция 1 на рис. 1), км; $q_{ХЛ1}^{СП}$ – удельный расход дизельного топлива порожним автосамосвалом при перемещении по спуску 1-го яруса в i -м году, г/т км; m_c – масса автосамосвала (без груза), т; $Ц^{ДТ}$ – цена дизельного топлива, грн./г.

$$З_{2i}^{ХЛ} = (l_{i2}^P q_{ХЛ2i}^P + l_{i2}^{СП} q_{ХЛ2}^{СП} + l_{i2-1}^P q_{ХЛ2-1i}^P + l_{1i}^{СП} q_{ХЛ1}^{СП}) m_c \cdot Ц^{ДТ}, \text{ грн.}, \quad (10)$$

где l_{i2}^P – расстояние, преодолеваемое порожним автосамосвалом по горизонтальному участку 2-го яруса в холостом направлении в i -м году, км; $q_{ХЛ2i}^P$ – удельный расход дизельного топлива порожним автосамосвалом при перемещении по горизонтальному участку 2-го яруса в холостом направлении в i -м году, г/т км; $l_{i2}^{СП}$ – расстояние, преодолеваемое порожним автосамосвалом при спуске по выездному съезду 2-го яруса в i -м году (позиция 2, 3 на рис. 1), км; $q_{ХЛ2}^{СП}$ – удельный расход дизельного топлива порожним автосамосвалом при перемещении по спуску 2-го яруса в i -м году, г/т км; l_{i2-1}^P – расстояние, преодолеваемое порожним автосамосвалом по горизонтальному участку от конца выездного съезда 2-го яруса до начала выездного съезда 1-го яруса в i -м году, км; $q_{ХЛ2-1i}^P$ – удельный расход дизельного топлива порожним автосамосвалом при преодолении ровного участка от конца выездного съезда 2-го яруса до начала выездного съезда 1-го яруса в i -м году, г/т км; $l_{1i}^{СП}$ – расстояние, преодолеваемое порожним автосамосвалом при спуске по выездному съезду 1-го яруса в i -м году (позиция 1 на рис. 1), км; $q_{ХЛ1}^{СП}$ – удельный расход дизельного топлива порожним автосамосвалом при перемещении по спуску 1-го яруса в i -м году, г/т км; m_c – масса автосамосвала (без груза), т; $Ц^{ДТ}$ – цена дизельного топлива, грн./г.

Как видно из приведенных формул (3)-(10), критерий (5) учитывает транспортную работу в грузовом и в холостом направлениях, различие удельных затрат на дизельное топливо в грузовом и в холостом направлениях, зависимость удельных затрат на дизельное топливо от расстояния и высоты подъема, а также приведение затрат во времени. Кроме того, очевидно, что минимизация затрат на дизельное топливо минимизирует затраты на транспортирование горной массы и движение автосамосвала в холостом направлении по отвалу.

Методика решения задачи. Соответственно изложенному выше подходу к формализации задачи на основе использования дифференцированных норм расхода дизельного топлива для автосамосвалов, суммарных дисконтированных затрат на дизельное топливо как критерия выбора рационального варианта развития трасс и предложенного технологического решения по созданию транспортного коридора, методика решения включает следующие процедуры:

1) методом графоаналитического моделирования технолог строит годовые контуры положения 1-го и 2-го ярусов отвала, а также транспортного коридора на весь период формирования отвала;

2) для полученных таким образом контуров технолог для каждого года строит трассы доставки горной массы на отвале согласно принятой схеме движения автосамосвалов;

3) для принятых к рассмотрению вариантов трассирования и схем движение по формулам (3)-(10) определяются и сравниваются суммарные дисконтированные затраты на дизельное топливо; вариант с наименьшими этими затратами выбирается в качестве рационального.

Пример определения рационального решения. В рассматриваемом примере рациональное решение определялось по приведенной выше методике путем сравнения двух вариантов развития трасс: без транспортного коридора и с ним (рис. 3).

Расчеты выполнялись для двухъярусного отвала, формируемого периферийным отвалообразованием, прямоугольной формы с размерами в длину $L = 1$ км, в ширину – $B = 3$ км. Годовые объемы вскрышных пород были приняты постоянными и равными 13 млн. м³ или 39 млн. т (скальная вскрыша). Высота ярусов тоже была принята одинаковой и равной $H = 20$ м, угол откоса отвала $\alpha = 30^\circ$, длина выездных траншей на первом и втором ярусах – 250 м.

Для перемещения вскрышных пород были приняты автосамосвалы БелАЗ-75145 с грузоподъемностью 120 т и снаряженной массой (без груза) – 90 т.

Нормы расхода дизельного топлива для груженого автосамосвала определялись по графикам (рис. 2) в зависимости от расстояния транспортирования по отвалу и высоты подъема трассы. Для холостого хода автосамосвала по горизонтальному участку норма расхода принималась постоянной и равной 1,973 кг/км. При движении порожнего автосамосвала на спуск норма расхода дизельного топлива тоже принималась постоянной и равной 1,460 кг/км [5]. Цена на дизельное топливо принята постоянной – 0,011628 грн./г.

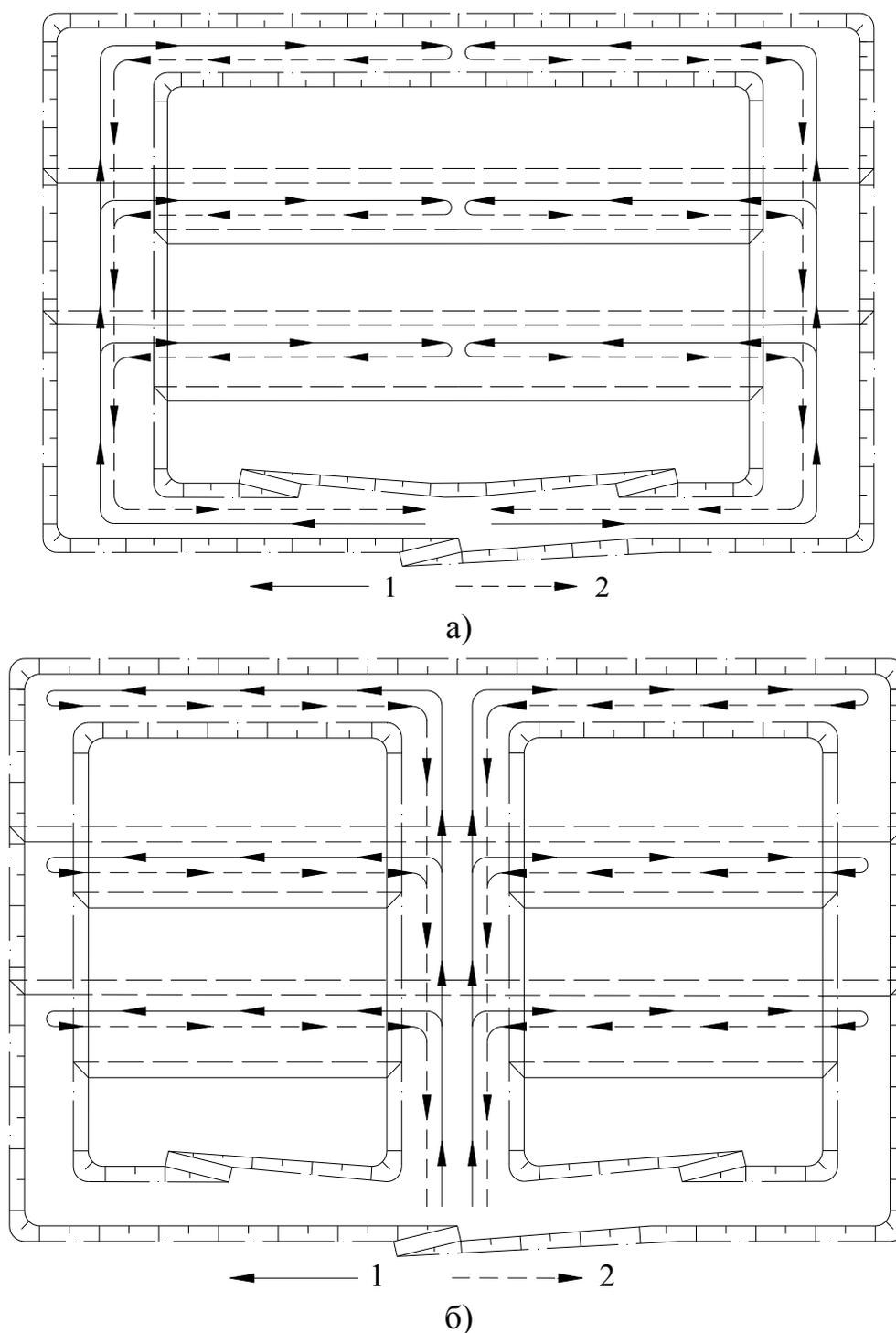


Рис. 3. Сравнимые варианты развития трасс: а) без транспортного коридора; б) с транспортным коридором; 1 – движение автосамосвала в грузовом направлении; 2 – движение автосамосвала в холостом направлении

На основе подготовленных таким образом исходных данных был выполнен расчет затрат на дизельное топливо по каждому расчетному году и соответствующих суммарных дисконтированных затрат для двух вариантов развития трасс без транспортного коридора и с ним. Результаты расчетов представлены на рис. 4.

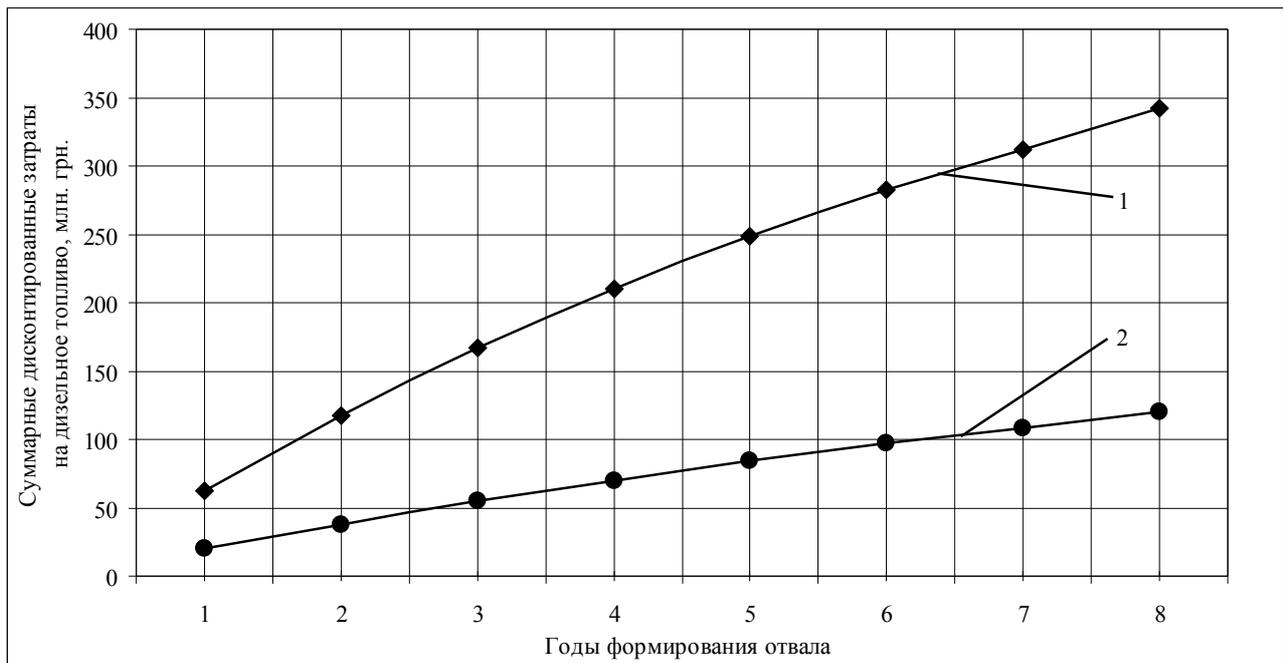


Рис. 4. Изменение суммарных дисконтированных затрат на дизельное топливо при перемещении вскрышных пород и движении автосамосвала в холостом направлении по отвалу для двух вариантов развития трасс: 1 – без транспортного коридора; 2 – с транспортным коридором

Как видно из графика, рациональным является вариант развития трасс с транспортным коридором. Уже с первого года отсыпки отвала при этом варианте трассирования имеет место значительное снижение суммарных дисконтированных затрат на дизельное топливо (от 65 % до 68 %).

Очевидно, параметры отвала будут влиять на формирование вариантов трассирования и наоборот. Эта взаимосвязь, несомненно, должна учитываться при совершенствовании технологических схем горно-транспортных работ на отвалах.

Для установления указанной зависимости было выполнено решение задачи определения рационального варианта трассирования для пяти вариантов соотношений длины к ширине отвала при постоянном значении годовых объемов вскрышных пород – $L/B = 3/1$ км; $L/B = 1,5/2$ км; $L/B = 1/3$ км; $L/B = 0,75/4$ км; $L/B = 0,6/5$ км (рис. 1). Полученные значения суммарных дисконтированных затрат представлены на рис. 5.

Расчеты суммарных дисконтированных затрат производились лишь для первого яруса отвала по той причине, что при применении технологической схемы с транспортным коридором происходит сокращение расстояний транспортирования вскрышных пород и перемещения автосамосвала в холостом направлении для отсыпки именно этого яруса.

Анализируя результаты расчетов, приведенные на рисунке 5, следует отметить, что с увеличением ширины отвала понизу дисконтированные затраты вначале уменьшаются, а затем начинают постепенно расти. Наибольшее значе-

ние суммарные дисконтированные затраты на дизельное топливо принимают при варианте соотношения длины к ширине отвала по низу $L/B = 3/1$ км, а наименьшие значения – при $L/B = 1/3$ км.

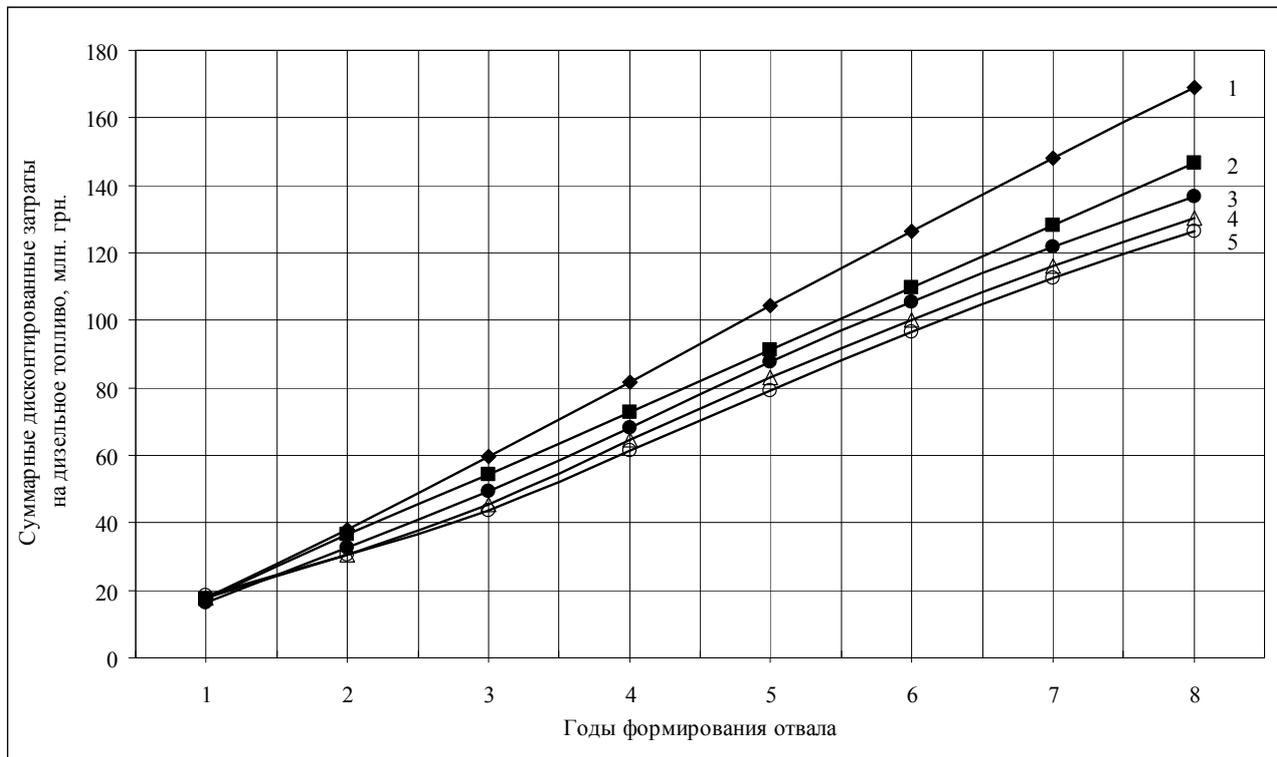


Рис. 5. Изменение суммарных дисконтированных затрат на дизельное топливо при перемещении вскрышных пород и движении автосамосвала в холостом направлении по отвалу для различных соотношений его параметров: 1 – $L/B = 3/1$ км; 2 – $L/B = 0,6/5$ км; 3 – $L/B = 0,75/4$ км; 4 – $L/B = 1,5/2$ км; 5 – $L/B = 1/3$ км

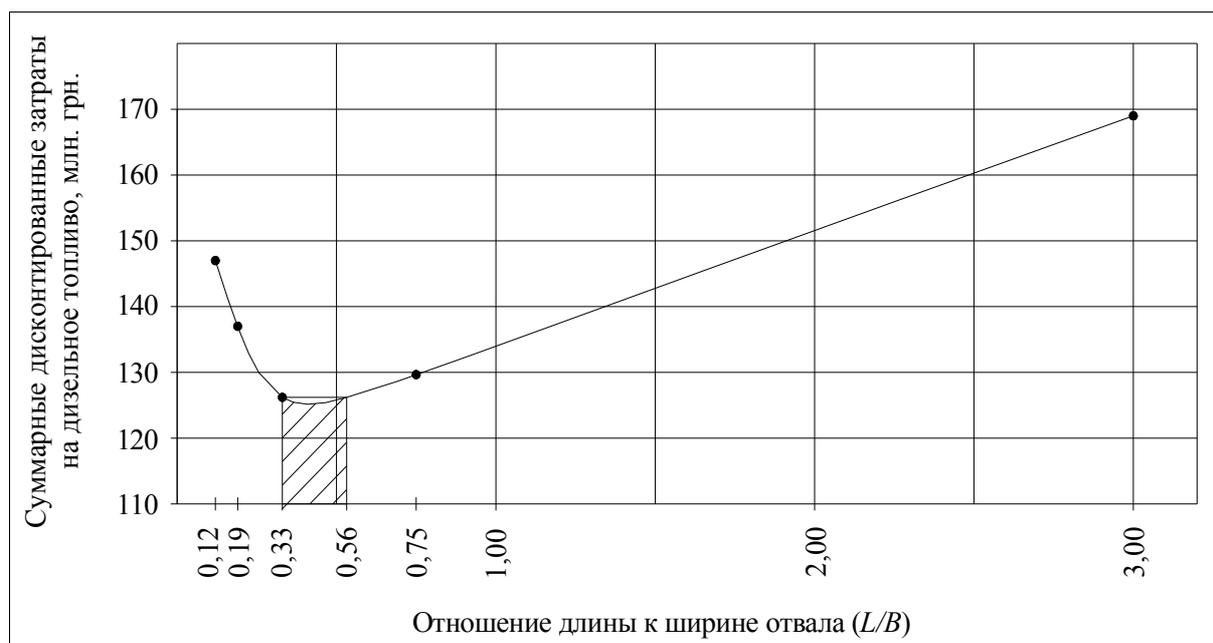


Рис. 6. Область рационального применения варианта развития трасс с транспортным коридором

Для определения рациональной области применения технологической схемы с транспортным коридором, была выполнена трансформация полученных графиков (рис. 5) в график, позволяющий определить соотношение длины и ширины отвала, при которых обеспечивается минимальное значение суммарных дисконтированных затрат (рис. 6).

Как видно из рисунка 6, рациональная область применения предлагаемой технологической схемы с транспортным коридором задается соотношением длины и ширины отвала от 0,33 до 0,56.

Таким образом, при заданных исходных данных для снижения транспортных затрат на перемещение горной массы по отвалу необходимо применять трассирование с использованием транспортного коридора, при этом соотношение длины и ширины отвала должно находиться интервале от 0,33 до 0,56.

Выводы. Разработанная методика решения задачи рационального трассирования перемещения автосамосвалов по годам в проектных контурах отвала для типовой традиционной схемы формирования двухъярусного отвала с предложенным изменением позволяет снизить суммарные дисконтированные затраты на дизельное топливо на величину от 65 % до 68 %. Несомненно, такое снижение этих затрат приведет к столь существенному снижению и суммарных дисконтированных транспортных затрат для грузового и холостого направлений движения автосамосвалов.

Таким образом, реализованный методикой подход, состоящий в трассировании перемещений автосамосвалов на отвалах на основе дифференцированных норм расхода дизельного топлива и новых технологических решений по управлению промежуточными контурами отвалов, является действенным способом совершенствования технологических схем горно-транспортных работ.

Список литературы

1. Кобеляцкий И.Ю. Современное состояние и актуальные задачи совершенствования технологических схем горно-транспортных работ железорудных карьеров / И.Ю. Кобеляцкий, В.В. Панченко // Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників - 2010”. - Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2010. - С. 64-67.

2. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах. - М.: Недра, 1979. - 221 с.

3. Дриженко А.Ю. Кар’єрні технологічні гірничотранспортні системи: монографія - Дніпропетровськ: Державний ВНЗ “НГУ”, 2011. - 542 с.

4. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов: В 2 т. - 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. - Т. II. - 535 с.

5. Лель Ю.И. Планирование потребности в топливе для перемещения горной массы автосамосвалами в условиях сложных трасс карьеров / Ю.И. Лель, Ю.В. Стенин, С.В. Мусихин, Д.С. Панфилов // Известия вузов. Горный журнал. - 2009. - №4 - С. 4-10.

6. Хохряков В.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: Учебное пособие / В.С. Хохряков. - Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1996. - 180 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Прокопенком В.І.
Надійшла до редакції 10.10.2012*

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ АЛМАЗОНОСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РЕСПУБЛИКИ АНГОЛА

Даны характеристики коренных и россыпных месторождений алмазов Анголы. На территории страны выделены основные площади, в пределах которых обнаружены кимберлитовые тела. Приведены параметры крупных месторождений с учетом перспективы их освоения. Представлена карта алмазоносных районов с указанием разведанных и разрабатываемых месторождений. Выделены первоочередные перспективные к разработке месторождения.

Надані характеристики корінних та розсіпних родовищ діамантів Анголи. На території країни виділені основні площі, в межах яких знайдені кимберлітові тіла. Наведені параметри крупних родовищ з урахуванням перспективи їх освоєння. Представлена карта діамантоносних районів з вказівкою розвіданих розробляємих родовищ. Виділені першочергові перспективні для розробки родовища.

Characteristics and placer deposits of diamonds in Angola. In the country, highlights the main square, within which are found kimberlite body. The parameters of large deposits from the perspective of their development. The card of diamond-bearing areas showing proven and emerging fields. Top priority to the development of promising deposit.

Общая оценка состояния сырьевой базы алмазоносной промышленности Республики Ангола. По производству алмазов Ангола занимает третье место среди африканских стран после ЮАР и Ботсваны. Алмазная промышленность страны начала быстро развиваться в 2002 г. после окончания 27-летней гражданской войны. В 2007 г. в Анголе добыто 9,7 млн. кар алмазов общей стоимостью 1,27 млрд. дол. По данным ангольской государственной алмазной компании Endiama, запасы алмазов коренных (кимберлитовых) месторождений страны оцениваются в 500-600 млн. кар, россыпных аллювиальных месторождений – в 150 млн. кар.

Основные запасы алмазов сосредоточены в провинции Лунда Северная на северо-востоке страны (рис.1), где выделяются два алмазоносных района: Лунда-Норт и Кванго. В районе Лунда-Норт обнаружены как коренные, так и россыпные месторождения алмазов; в районе Кванго, расположенном в долине одноименной реки, известны богатые алмазные россыпи. В пределах провинций Бие и Маланже выделен алмазоносный район Кванза-Бие, однако планомерных геологических работ там не проводилось, а обнаруженные россыпи обрабатываются исключительно старательским способом.

На территории страны выделяют десять площадей, в пределах которых обнаружены кимберлитовые тела: Лунда в провинции Лунда Северная; Кванго-Кукумби в бассейнах рек Каквило, Кукумби в верховьях р. Кванго; Кванза в бассейне верховьев р. Кванза; Кунене-Катумбела в истоках рек Кунене и Катумбела; Лонга в истоках одноименно реки; Кассинга, Кубанго, Лубанго и Кунене.

Кимберлитовые тела алмазоносного района Лунда-Норт в большинстве своем пространственно приурочены к долинам рек Луэмбе, Чиумбе, Луанге, Чикапа и др. и группируются в кимберлитовые поля, крупнейшие из которых –

Камафука-Камазамбо, Камутуэ, Камачия и Катока. В низовьях этих рек обнаружены россыпные месторождения алмазов – Фукаума, Луарика, Лушинге.

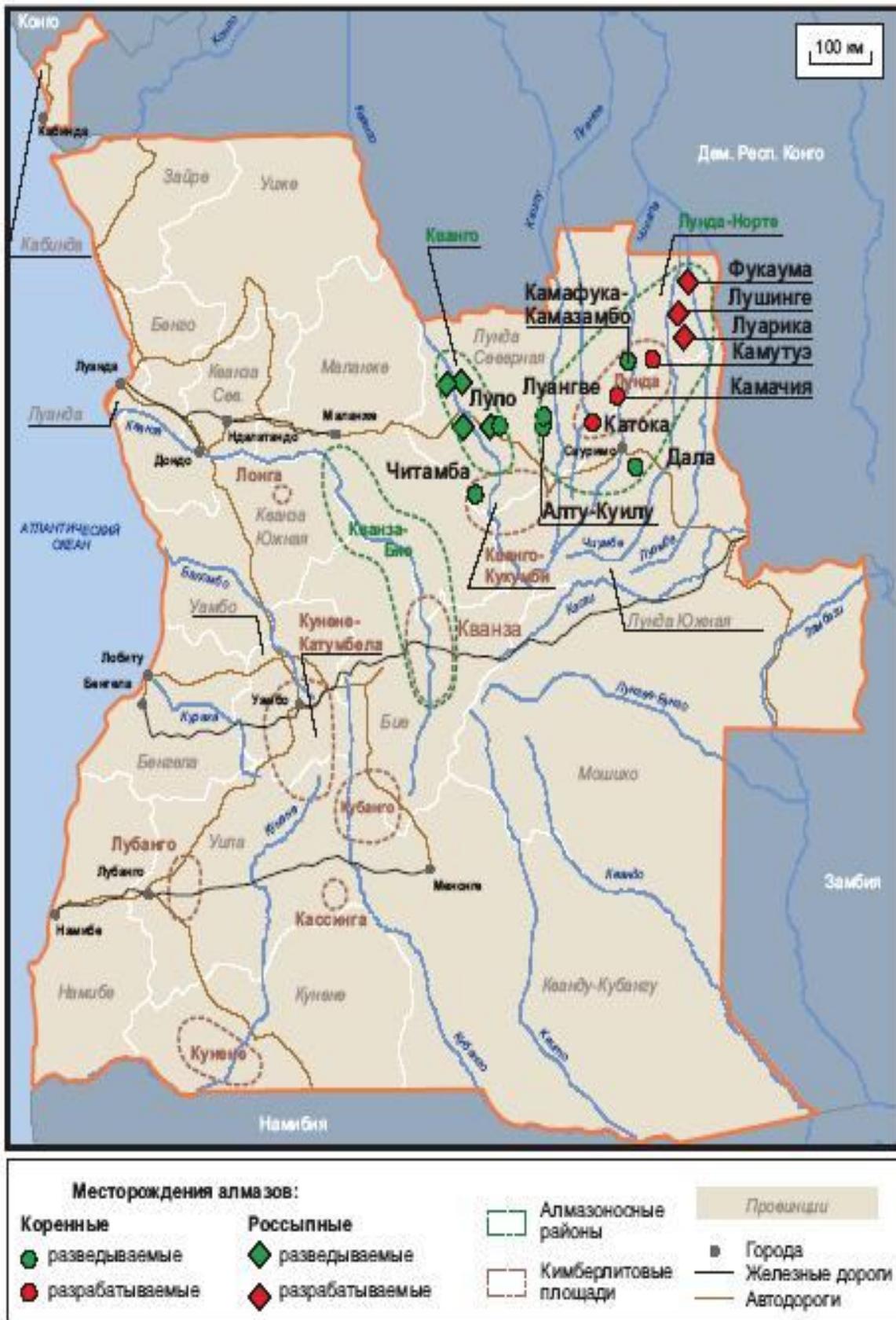


Рис.1. Карта алмазоносности Анголы

Крупнейшим кимберлитовым телом в поле Камафука-Камазамбо является одноименная трубка. Эта диатрема, являющаяся самой крупной в мире, находится в долине р.Чикапа, вблизи г.Лукапа; размер ее сечения на дневной поверхности – 3,2 x 0,2-0,6 км, площадь – 150 га. Подсчитанные ресурсы трубки Камафука-Камазамбо до глубины 145 м составили 23,25 млн. кар алмазов при среднем содержании их в руде 0,111 кар/м³. В 2005 г. официально утвержден проект строительства рудника Камафука, в котором 18% принадлежит британской компании Mwana Africa plc, однако ввиду отсутствия финансирования работы до сих пор не начаты.

Трубка Камутуэ, крупнейшая в кимберлитовом поле Камутуэ, расположена в долине р.Луашимо, в 20 км к востоку от г.Лукапа; ее площадь составляет 9,3 га, размеры выхода на поверхность 550 x 250 м. Промышленная добыча алмазов на месторождении Камутуэ ведется австралийской компанией Resource & Investment NL с июня 2007 г. С апреля по июнь 2008 г. на руднике в процессе подготовительных работ было добыто 7,5 тыс.кар алмазов, средняя цена которых составила 494 дол/кар.

Кимберлитовое поле Камачия находится в долине р.Чикапа. В его пределах выделяются две крупные трубки: Камачия размерами 650 x 450 м и Камажику площадью 20,7 га. По результатам оценочных работ, проведенных в начале 70-х годов, трубка Камачия до глубины 300 м содержит 3 млн. кар подтвержденных и перспективных запасов и около 10 млн. кар предполагаемых запасов алмазов. Вероятные запасы алмазов трубки Камажику до глубины 100 м – 730 тыс.кар.

В 2002 г. АК «АЛРОСА» и португальская компания Escom Mining Inc объявили о создании совместного предприятия для освоения месторождений Камачия и Камажику, известного как проект Луо. К ним присоединились ангольские компании Endiama, Hipergesta и Angodiam, которым принадлежит 55% проекта. Добыча началась в мае 2005 г. В 2007 г. на руднике извлечено 204 тыс.кар алмазов. К середине 2010 г. планируется добывать 180 тыс. каратов алмазов в месяц.

В кимберлитовом поле Катока самой крупной является трубка того же названия, почти идеально круглой в плане формы (900 x 900 м), площадью 66,2 га. В результате проведенных геологических исследований ресурсы трубки Катока до глубины 600 м оценены в 189 млн. кар алмазов общей стоимостью около 11 млрд дол. Для добычи и реализации алмазов трубки Катока в 1992 г. создано горнорудное общество Catoca Ltd. (ГРО «Катока Лтд.»), в которое вошли АК «АЛРОСА» (32,8%), ангольская государственная компания Endiama, бразильская Odebrecht Mining Services Inc. и израильская Daumonty Finance. Мощности ГРО «Катока» составляют 7,5 млн. т руды в год, доход от реализации алмазов в 2007 г. составил 451,4 млн. дол.

В связи с падением спроса на алмазы на мировом рынке из-за финансового кризиса «АЛРОСА» в конце января 2009 г. объявила о приостановке геологоразведочных работ на руднике Катока до конца 2009 г. Представители «АЛРОСА» заявили, что работы будут возобновлены после того, как спрос на алмазы на мировом рынке восстановится. Однако «АЛРОСА» не планирует «консервировать» производство в Анголе и ждет от правительства страны принятия стимулирующих мер.

Промышленная разработка россыпных алмазов ведется в алмазоносном районе Лунда-Норте.

В январе 2009 г. шведская компания International Gold Exploration (IGE) начала добычу алмазов из россыпей месторождения Лушинге (Luxinge) в провинции Лунда Северная. По информации компании, ресурсы месторождения Лушинге составляют 750 тыс.кар алмазов, запасы – 249,151 тыс.кар, средняя стоимость алмазов – 200-250 дол./кар. Как следует из заявления компании, фаза запуска проекта будет непродолжительной, и прибыль, получаемая от добычи алмазов, будет направлена на возмещение инвестиций, а также на расширение объемов добычи россыпных алмазов и разведку коренных алмазов. В предприятии, разрабатывающем россыпное месторождение Лушинге, компании IGE принадлежат 42% акций, Endiama – 18%, ангольским частным компаниям – 40%. К марту производство алмазов достигнет 3 тыс.кар в месяц, и в течение следующих 6 месяцев будет проведено исследование возможностей расширения производства до 6-10 тыс.кар в месяц.

Южноафриканская компания Trans Hex Group ведет отработку россыпных алмазных месторождений Луарика и Фукаума, расположенных в долине р.Чиумбе. Добыча на месторождении Луарика в 2008 г. выросла на 16%, составив 88,5 тыс.кар (в 2007 г. добыто 76 тыс.кар), среднее содержание алмазов – 12,6 кар/100 куб.м. Вероятные запасы месторождения Луарика оцениваются в 179,59 тыс. кар алмазов.

На месторождении Фукаума добыча, наоборот, упала с 73 тыс.кар в 2007 г. до 41,8 тыс.кар в 2008 г. Вероятные запасы алмазов месторождения Фукаума составляют 219,228 тыс.кар. Trans Hex планирует увеличить добычу алмазов на месторождении Фукаума, отработка которого рассчитана на четыре года.

Перспективы освоения месторождений алмазов в Республике Ангола

В Анголе интенсивно ведутся геологоразведочные работы (ГРР) по алмазам. Так, только в 2008 г. в стране создано около 20 новых совместных предприятий, которые в общей сложности инвестировали в геологоразведочные работы по алмазам более 100 млн дол.

Австралийская компания Lonhro Mining в январе 2009 г. заявила о том, что бурение на первых шести участках концессионной площади Луло в алмазоносном районе Кванго показало высокие содержания минералов-индикаторов алмазов, в связи с чем планируется ускорить темпы разведочного бурения. Lonhro обнаружила также более 200 магнитных аномалий, которые могут указывать на наличие кимберлитовых трубок. Всего на площади Луло выявлено 29 кимберлитовых трубок и две алмазные россыпи.

К северо-востоку от площади Луло, в алмазоносном районе Лунда-Норте, расположены перспективные по содержанию алмазов площади Алту-Куилу и Луангве, которые в мае 2008 г. были приобретены британской компанией Petra Diamonds. Первоначально Petra Diamonds планировала потратить 20 млн. дол. на до-разведку площадей, однако в связи с финансовым кризисом ее планы изменились.

На площади проекта Алту-Куилу, составляющей 670 км², выявлено 249 магнитных аномалий, вскрыто 81 кимберлитовое тело. Petra Diamonds разработала программу, нацеленную на выявление алмазного потенциала кратерных фаций кимберлитов и уже получила первые результаты: из пробы весом 2877 кг, взятой

на трубке AC16, было извлечено 273,38 кар алмазов. Однако специалисты компании Petra не были в полной мере удовлетворены результатами разведки и компания приняла решение не продолжать ее и выйти из проекта Алту-Куилу, бесплатно передав его ангольской государственной компании Endiama.

Площадь Луангве, занимающая 8 тыс.га, расположена севернее площади Алту-Куилу. В ходе аэромагнитной съемки, проведенной Petra Diamonds, здесь выявлено 138 магнитных аномалий и пять кимберлитовых тел; позже компания Petra обнаружила еще четыре кимберлитовые трубки.

Решение о продолжении геологоразведочных работ на площади Луангве компанией Petra Diamonds еще не принято.

Совместное предприятие канадской фирмы Moydow Mines International Inc. (40%), ангольской государственной компании Endiama (51%) и частной Cimader-Comercio General Ltda (9%) продолжает бурение на площади алмазного проекта Дала в провинции Лунда Южная, близ г.Сауримо. Величина площади проекта Дала – около 3 тыс.км². В сентябре 2008 г. появилась информация об обнаружении здесь четырех кимберлитовых тел.

Канадская компания Metalex Ventures Limited в ноябре 2008 г. заявила об обнаружении еще девяти потенциально алмазоносных кимберлитовых трубок в верховьях р.Кванго, на площади принадлежащего ей проекта Читамба.

Всего компанией обнаружены 22 кимберлитовые трубки; пробы кимберлитов из 18 трубок отправлены в Канаду для изучения .

Компания Endiama в январе 2009 г. заявила о необходимости большей сплоченности и сотрудничества участников алмазной индустрии страны в условиях нестабильности в финансовом секторе.

Таким образом, несмотря на мировой экономический кризис, Endiama объявляет о планах увеличения производства алмазов на 10% до 10 млн. кар. Компания зарезервировала более ста перспективных на обнаружение алмазов площадей для передачи их в концессию частным компаниям. По заявлению Endiama, для инвесторов открыты все провинции страны; имеется 61 перспективное для инвестирования предприятие, из которых 14 занимаются добычей алмазов, 17 ведут разведочные и 30 – поисково-оценочные работы на алмазы.

Анализ геологических условий залегания коренных и россыпных месторождений Республики Ангола показывает, что большинство из них перспективны для промышленного освоения открытым способом разработки. Предварительные исследования показали, что наиболее перспективными являются кимберлитовые трубки Камафука, Катока, Кекеле, Камитонгу-1, Камитонгу-2, Камутуэ, Камачия.

Первоочередными из них являются трубки Камафука и Катока, которые в настоящее время находятся на стадии освоения. Для повышения эффективности освоения этих месторождений необходимо выполнить комплекс исследований по установлению конечных контуров карьера и усовершенствованию системы разработки.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Гумеником І.А.
Надійшла до редакції 24.10.2012*

ОЦЕНКА ПОГРЕШНОСТЕЙ В ОПРЕДЕЛЕНИИ МОДУЛЯ УПРУГОСТИ РЕЗИНЫ ПРИ СЖАТИИ, СВЯЗАННЫХ С НЕУЧЕТОМ ИЗМЕНЕНИЙ РАЗМЕРОВ ОБРАЗЦА В ПРОЦЕССЕ ИСПЫТАНИЙ

Описаны результаты испытаний на кратковременное сжатие 5 типов образцов резин, применяемых для изготовления резинотросовых канатов для горной промышленности Украины и Польши. При обработке результатов испытаний выполнен анализ неучета изменения размеров поперечных сечений образцов при нагружении на значения модулей упругости резин в разных диапазонах деформаций.

Описані результати випробувань на короткочасне стискування 5 типів зразків гум, які використовують для виготовлення гумотросових канатів для промисловості України і Польщі. Під час обробці результатів випробувань виконаний аналіз впливу нехтуванням зміни розмірів поперечного перетину зразків під час навантаження на величини модулів пружності гум в різних діапазонах деформації.

The results of tests on a brief compression are described for 5 types of rubbers, applied for making of rubber-steel ropes for mining industry in Ukraine and Poland. At treatment of results of tests have been made analysis of influence of change of sizes of cross-sectional of patterns of rubber executed at a lading on the sizes of the modules of elasticity of rubbers in the different ranges of deformation.

При проведении испытаний металлических образцов на ратяжение-сжатие и последующей обработке результатов пренебрегают изменением площади поперечного сечения образца. Полагают напряжения равномерно распределены по площади его поперечного сечения F_0 и их оценивают без учета изменения этой площади в процессе деформирования [1] по формуле

$$\sigma = \frac{P}{F_0}, \quad (1)$$

где P – сжимающее (растягивающее) усилие, F_0 – начальная площадь поперечного сечения образца.

Оценим полученную при этом погрешность. Для стандартного образца длины l_0 круглого поперечного сечения диаметром d_0 при испытании строится зависимость $P(\Delta l)$ изменение первоначальной длины образца Δl от величины прикладываемого усилия. Относительное продольное удлинение образца

$$\varepsilon_1 = \frac{\Delta l}{l_0}, \quad (2)$$

относительная поперечная деформация образца

$$\varepsilon_2 = \frac{\Delta d}{d_0}, \quad (3)$$

ε_1 и ε_2 определяют коэффициент Пуассона материала ν :

$$\nu = \frac{\varepsilon_1}{\varepsilon_2}. \quad (4)$$

Уменьшение (увеличение) площади поперечного сечения стержня при растяжении (сжатии) с точностью до бесконечно малых 2-го порядка малости

$$\Delta F = \frac{\pi(d_0 + \Delta d)^2}{4} - \frac{\pi d_0^2}{4} \approx \frac{\pi d_0 \Delta d}{2}. \quad (5)$$

Относительное изменение площади поперечного сечения стержня с учетом (3) и (4) можно представить в виде:

$$\frac{\Delta F}{F_0} = 2\nu\varepsilon_1, \quad (6)$$

Для стальных образцов $\nu=0,25$, $\varepsilon_1=0,003$, по формуле (6) получаем

$$\frac{\Delta F}{F_0} = 2 \cdot 0,25 \cdot 0,003 = 0,0015,$$

то есть $\Delta F=0,0015F_0$, что составляет 0,15% от начального значения площади поперечного сечения образца. Такой величиной изменения площади поперечного сечения стержня можно пренебречь и рассчитывать напряжения по формуле (1).

Для резины при испытаниях на сжатие $\nu=0,5$, $\varepsilon_{\max}=0,7$. По формуле (6) для резиновых образцов получаем

$$\frac{\Delta F}{F_0} = 2 \cdot 0,5 \cdot 0,7 = 0,7,$$

то есть, изменение площади поперечного сечения резиновых образцов при испытаниях на сжатие весьма существенно. Однако государственные стандарты на испытания резин [2,3] предписывают оценивать напряжения в резиновых образцах по формуле (1). Назовем эти напряжения «условными» – σ_y , а напряжения, вычисленные с учетом изменения площади поперечного сечения образца – «реальными» – σ_p и оценим получаемые при обработке результатов испытаний погрешности определения механических характеристик резины.

Полагая справедливой гипотезу плоских сечений и равномерность распределения напряжений по поперечному сечению резинового образца при сжатии, вычислим значения реальных напряжений по формуле

$$\sigma_p = \frac{P}{F_0 + \Delta F} = \frac{P}{F_0(1 + 2\nu\varepsilon_1)} = \frac{\sigma_y}{1 + 2\nu\varepsilon_1}. \quad (7)$$

В работе [4] описаны испытания на статическое сжатие 5 типов образцов резины (каждого типа резины было по 3 образца в соответствии с требованиями ГОСТ 265-80). Испытаниям подвергались образцы 5 типов резин: резина Днепропетровского шинного завода ОАО «Днепрошина», применяемая для изготовления металлокордовых покрышек большегрузных транспортных средств, заводской шифр марки резины – Р-25; резина украинского Лисичанского завода резино-технических изделий, применяемая для наружного слоя резиноканевых конвейерных лент, заводской шифр марки резины - 16-02; резина ремонтно-механического завода (РМЗ) комбината «Кривбассжелезорудком» г.Кривой Рог, используемая для производства резинотросовых канатов для шахтных подъемных установок, заводское название резины – резина РМЗ-1 и РМЗ-2; ре-

зина польской фирмы Stomil, применяемая для изготовления резинотросовых конвейерных лент, заводской шифр марки резины – РТТ. Химический состав резин является коммерческой тайной производителей.

В соответствии с требованиями ГОСТ 265-80 было изготовлено и испытано по 3 образца каждого из 4 указанных типов резин.

На рис.1 представлена фотография испытательной машины УМ-5, а на рис.2 - фотография испытываемого образца в зажимах машины.

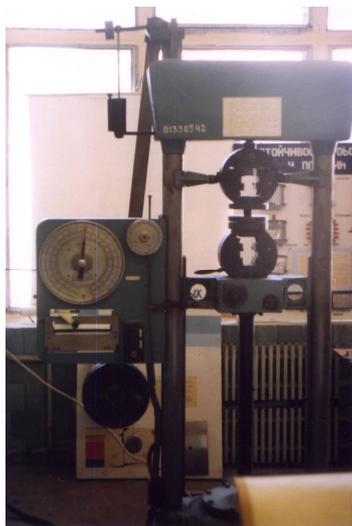


Рис. 1. Фотография испытательной машины УМ-5

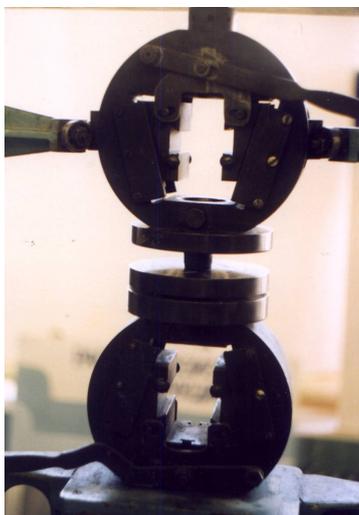


Рис. 2. Фотография испытываемого образца в зажимах машины

Испытательная машина УМ-5 позволяет испытывать образцы материалов на растяжение и сжатие с приложением нагрузок в двух диапазонах: до 20 и до 50 кН.

ГОСТ 265-80 предписывает нагружать образцы резины в пределах их относительной деформации $0 \leq \epsilon \leq 0,5$. В реальных условиях нагружения резинотехнических изделий резина испытывает деформации сжатия в большем диапазоне. Поэтому в испытаниях образцов резины нагружения осуществлялись до $\epsilon \leq 0,75$. Производились одно- и многократные нагружения образцов. Фикси-

ровались диаграммы нагружения и разгрузки образцов для возможной оценки параметров гистерезиса в резине.

Диаграммное устройство испытательной машины УМ-5 рисует диаграмму растяжения (сжатия) образцов, фиксируя по оси ординат усилие в кг, а по оси абсцисс – абсолютную деформацию образца в мм. При обработке результатов экспериментов нами был выполнен пересчет абсолютной деформации на относительную ε , усилия пересчитаны в напряжения σ , как отношение усилия сжатия образца к площади его поперечного сечения.

Как условились ранее, напряжения, вычисленные в соответствии с ГОС265-80 по формуле (1), называем условными σ_y , а вычисленные по формуле (7) – реальными σ_p .

На рис. 3-7 представлены диаграммы изменения условных (σ_y) и реальных (σ_p) нормальных напряжений в поперечных сечениях образцов при испытаниях на статическое кратковременное сжатие для следующих типов резин: Р-25, 16-02, РМЗ-1, РМЗ-2, РТТ, соответственно.

Под каждым рисунком приведено аналитическое описание полученных зависимостей $\sigma_y(\varepsilon)$, $\sigma_p(\varepsilon)$.

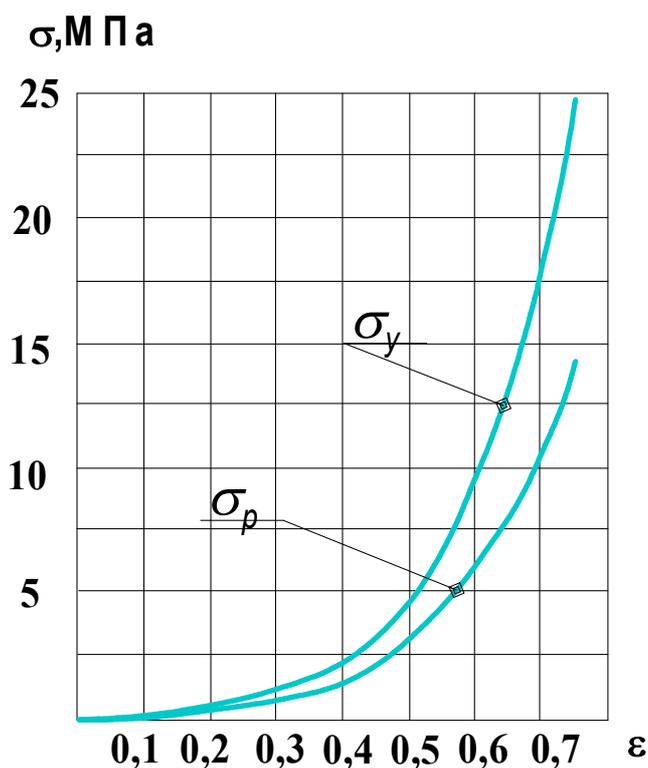


Рис. 3. Диаграмма изменения условных σ_y и реальных σ_p нормальных напряжений в поперечном сечении образца резины Р-25 при испытаниях на статическое кратковременное сжатие

В диапазоне деформаций сжатия до $\varepsilon \leq 0,75$ зависимость $\sigma_y(\varepsilon)$ удовлетворительно описывается:

а) кубической параболой:

$$\sigma_y = -0,297 + 16,743\varepsilon - 84,927\varepsilon^2 + 142,103\varepsilon^3 \quad (8)$$

со стандартной ошибкой $S=0,529$ и корреляционном коэффициенте $r=0,9989$, но точнее эта зависимость описывается полиномом четвертой степени:

$$\sigma_y = 0,028 - 2,636\varepsilon + 48,644\varepsilon^2 - 146,204\varepsilon^3 + 193,106\varepsilon^4 \quad (9)$$

со стандартной ошибкой $S=0,220$ и корреляционном коэффициенте $r=0,9999$.

б) зависимость реальных напряжений от деформаций описывается квадратной параболой:

$$\sigma_p = 0,496 - 12,577\varepsilon + 39,161\varepsilon^2 \quad (10)$$

со стандартной ошибкой $S=0,8888$ и корреляционном коэффициенте $r=0,9877$, или точнее – кубической параболой:

$$\sigma_p = -0,0724 + 8,144\varepsilon - 39,107\varepsilon^2 + 71,086\varepsilon^3 \quad (11)$$

со стандартной ошибкой $S=0,225$ и корреляционном коэффициенте $r=0,9993$.

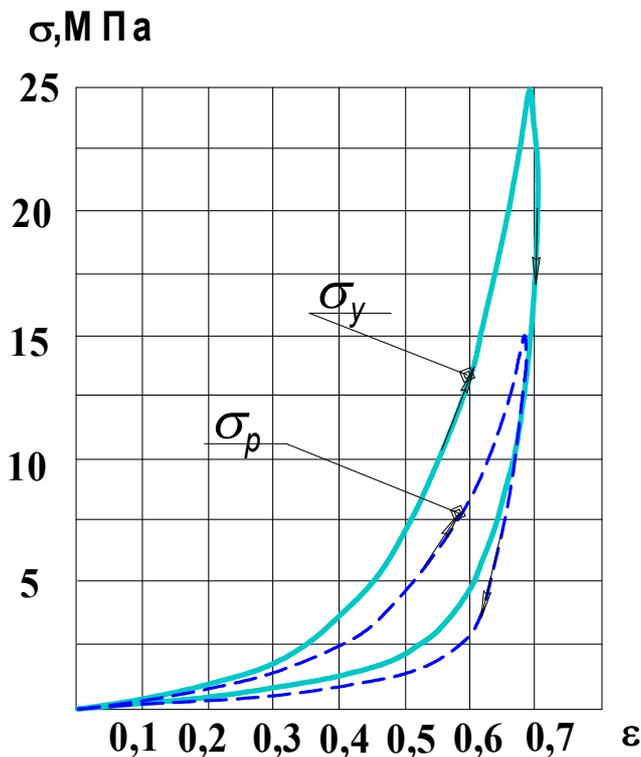


Рис. 4. Диаграммы изменения условных σ_y и реальных σ_p нормальных напряжений в поперечном сечении образца резины 16-02 при испытаниях на статическое кратковременное сжатие

В диапазоне деформаций сжатия до $\varepsilon \leq 0,75$ зависимость $\sigma_y(\varepsilon)$ удовлетворительно описывается:

- при нагружении

$$а) \sigma_y = 0,036 - 7,005\varepsilon + 117,924\varepsilon^2 - 365,549\varepsilon^3 + 424,929\varepsilon^4, \quad (12)$$

при $S=0,370$, $r=0,9995$;

практически точно эта зависимость описывается полиномом 7 степени

$$\sigma_y = 12,717\varepsilon - 234,02\varepsilon^2 + 232,902\varepsilon^3 - 109,0701\varepsilon^4 + 265,3754\varepsilon^5 - 31,77917\varepsilon^6 + 15,00860\varepsilon^7, \quad (13)$$

при $S=0, r=1,00$;

$$\text{б) } \sigma_p = -0,183 + 14,05\varepsilon - 64,53\varepsilon^2 + 112,7\varepsilon^3, \quad (14)$$

при $S=0,458, r=0,9978$;

- при разгрузении

в) практически точно ($S=0, r=1,0$) описывается полиномом 7 степени

$$\sigma_y = 55,557\varepsilon - 1313,33\varepsilon^2 + 12069,63\varepsilon^3 - 54144,29\varepsilon^4 + 127290,05\varepsilon^5 - 150561,06\varepsilon^6 + 70767,17\varepsilon^7, \quad (15)$$

г) полиномом шестой степени

$$\sigma_p = 0,0056 - 27,58\varepsilon + 614,93\varepsilon^2 - 4421,4\varepsilon^3 + 14322\varepsilon^4 - 21443,8\varepsilon^5 + 12103,2\varepsilon^6, \quad (16)$$

при $S=0,346$ и $r=0,9997$.

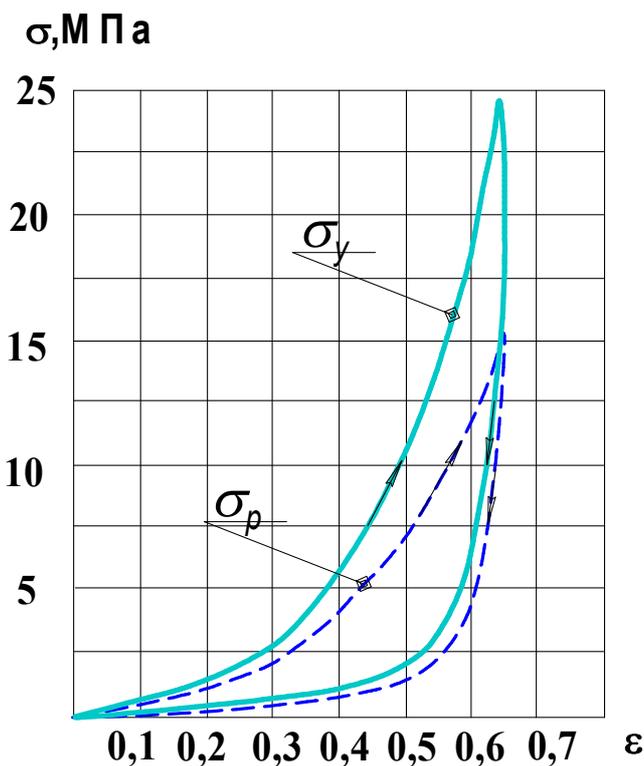


Рис. 5. Диаграммы изменения условных σ_y и реальных σ_p нормальных напряжений в поперечном сечении образца резины РМЗ-1 при испытаниях на статическое кратковременное сжатие

В диапазоне деформаций сжатия до $\varepsilon \leq 0,75$ зависимость $\sigma(\varepsilon)$ удовлетворительно описывается:

- при нагружении

$$\text{а) } \sigma_y = 0,003 + 4,365\varepsilon + 8,389\varepsilon^2 - 2,056\varepsilon^3 + 105,051\varepsilon^4, \quad (17)$$

при $S=0,122$, $r=0,9999$;

$$\text{б) } \sigma_p = -0,019 + 6,715\varepsilon - 17,92\varepsilon^2 + 65,87\varepsilon^3, \quad (18)$$

при $S=0,098$, $r=0,9999$;

- при разгрузении

в) практически точно ($S=0, r=1,0$) описывается полиномом 7 степени

$$\sigma_y = 75,344\varepsilon - 1806,77\varepsilon^2 + 16579,85\varepsilon^3 - 74946,69\varepsilon^4 + 178872,72\varepsilon^5 - 215975,49\varepsilon^6 + 144001,56\varepsilon^7, \quad (19)$$

$$\text{г) } \sigma_p = 0,0063 - 39,55\varepsilon + 845,6\varepsilon^2 - 6183,3\varepsilon^3 + 20521,8\varepsilon^4 - 31549,2\varepsilon^5 + 18281,5\varepsilon^6, \quad (20)$$

при $S=0,412$, $r=0,9995$.

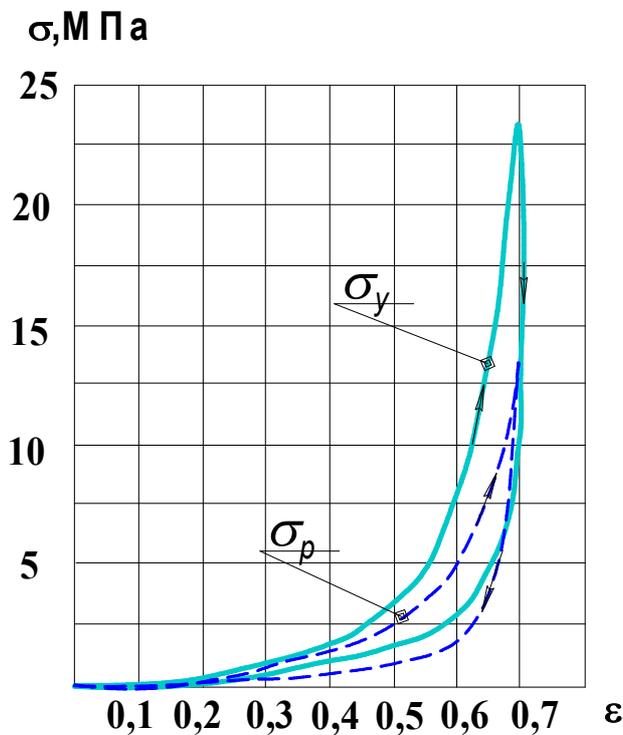


Рис. 6. Диаграммы изменения условных σ_y и реальных σ_p нормальных напряжений в поперечном сечении образца резины РМЗ-2 при испытаниях на статическое кратковременное сжатие

В диапазоне деформаций сжатия до $\varepsilon \leq 0,75$ зависимость $\sigma(\varepsilon)$ удовлетворительно описывается:

- при нагружении

$$\text{а) } \sigma_y = 0,158 - 21,134\varepsilon + 234,4\varepsilon^2 - 699,8\varepsilon^3 + 677,65\varepsilon^4, \quad (21)$$

при $S=0,695$, $r=0,998$;

$$\text{б) } \sigma_p = 0,091 - 11\varepsilon + 130,64\varepsilon^2 - 390,8\varepsilon^3 + 379,5\varepsilon^4, \quad (22)$$

при $S=0,392$, $r=0,9984$;

- при разгрузении

$$в) \sigma_y = 0,005 - 29,26\varepsilon + 637,7\varepsilon^2 - 4582,6\varepsilon^3 + 14893,7\varepsilon^4 - 22328\varepsilon^5 + 12576,4\varepsilon^6, \quad (23)$$

при $S=0,312$, $r=0,9998$;

$$г) \sigma_p = -0,027 + 21,1\varepsilon - 302,6\varepsilon^2 + 1535,2\varepsilon^3 - 3120,7\varepsilon^4 + 2200\varepsilon^5, \quad (24)$$

при $S=0,320$, $r=0,9993$.

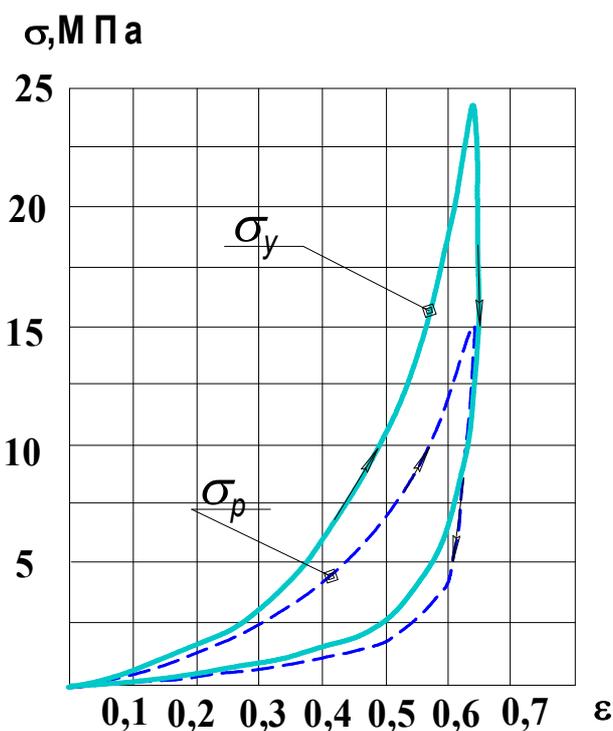


Рис. 7. Диаграммы изменения условных σ_y и реальных σ_p нормальных напряжений в поперечном сечении образца резины РТТ при испытаниях на статическое кратковременное сжатие

В диапазоне деформаций сжатия до $\varepsilon \leq 0,75$ зависимость $\sigma(\varepsilon)$ удовлетворительно описывается:

- при нагружении

$$а) \sigma_y = -0,005 + 7,283\varepsilon + 5,009\varepsilon^2 - 12,801\varepsilon^3 + 118,837\varepsilon^4, \quad (25)$$

при $S=0,140$ и $r=0,9999$;

$$б) \sigma_p = -0,013 + 9,804\varepsilon - 27,046\varepsilon^2 + 72,564\varepsilon^3, \quad (26)$$

при $S=0,091$ и $r=0,9999$;

- при разгрузении

в) практически точно ($S=0$, $r=1,0$) — полиномом 7 степени

$$\sigma_y = 93,275\varepsilon - 2199,13\varepsilon^2 + 20023,92\varepsilon^3 - 89677,25\varepsilon^4 + 211863,24\varepsilon^5 - 253053,67\varepsilon^6 + 120446,86\varepsilon^7, \quad (27)$$

$$\text{г) } \sigma_p = 0,008 - 44,75\varepsilon + 972,87\varepsilon^2 - 7064\varepsilon^3 + 23242,7\varepsilon^4 - 35381\varepsilon^5 + 20274\varepsilon^6, \quad (28)$$

при $S=0,526$, $r=0,9999$.

При решении многих нелинейных краевых задач теории упругости (физическая или геометрическая нелинейности) считается целесообразным приведение их к последовательности решений линейных задач.

Основная идея такого подхода к решению упругопластического деформирования тел и течения вязкой жидкости принадлежит А.А. Ильюшину [5] в последующие годы этот метод неоднократно применялся в различных модификациях для решения задач теории упругости и пластичности с физической и геометрической нелинейностью и назывался «методом упругих решений». Поскольку численные методы решения указанных задач требуют кусочно-линейной аппроксимации зависимостей $\sigma_y(\varepsilon)$ и $\sigma_p(\varepsilon)$, представленных на рис. 3-7.

Процедура линейной аппроксимации представлена на рис.8 для резины марки Р-25.

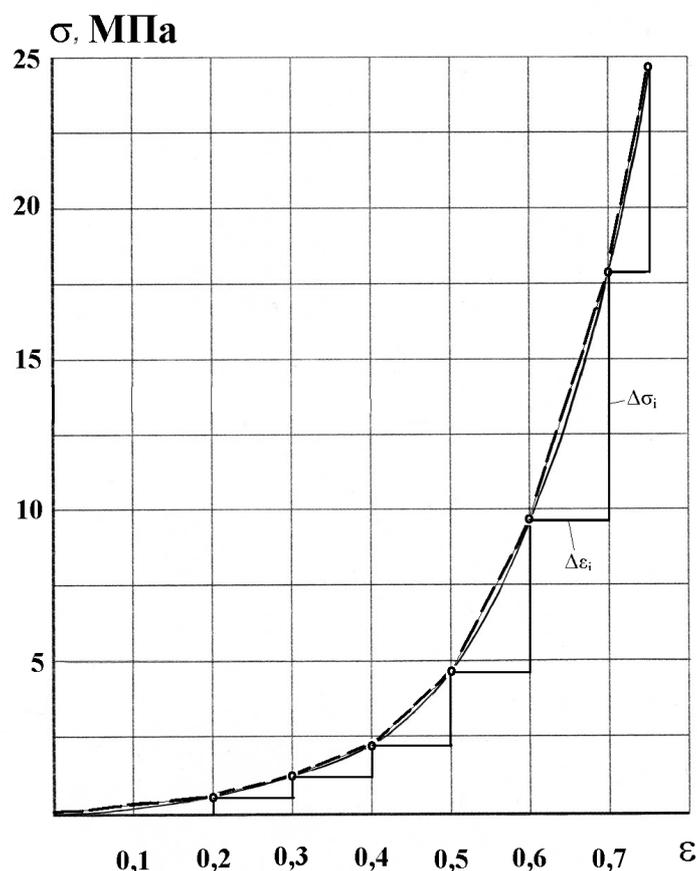


Рис.8. Линейная аппроксимация (пунктирная линия) экспериментальной зависимости $\sigma(\varepsilon)$ при сжатии резины марки Р-25

Экспериментальная зависимость $\sigma(\varepsilon)$ (сплошная линия) заменяется ломаной прямой (пунктирная линия). Для каждого участка ломаной линии показаны приращения напряжений $\Delta\sigma_i$, соответствующие приращению относительных деформаций сжатия $\Delta\varepsilon_i$. На каждом участке ломаной зависимости $\sigma(\varepsilon)$ вычислялся модуль упругости резины при сжатии

$$E_y = \frac{\Delta\sigma_{yi}}{\Delta\varepsilon_i} \text{ и } E_p = \frac{\Delta\sigma_{pi}}{\Delta\varepsilon_i}.$$

Полученные таким образом значения модулей упругости резины при сжатии в каждом диапазоне деформаций для 5-ти марок испытываемых резин приведены в табл. 1.

Как следует из данных таблицы 1, реальные значения модулей упругости резин E_p отличаются от вычисленных без учета изменения площади поперечного сечения испытываемых образцов E_y на 17-89% в зависимости от диапазона относительной продольной деформации. Неучет такого отличия модулей упругости материала может привести к значительным погрешностям при расчете напряженно-деформированного состояния резинотехнических изделий.

Таблица 1

Значения модулей упругости испытываемых резин при сжатии в разных диапазонах деформации

Диапазон относительной деформации	Модуль упругости резины при сжатии, МПа									
	Марка резины									
	P-25		16-02		PM3-1		PM3-2		RTT	
	E_y	E_p	E_y	E_p	E_y	E_p	E_y	E_p	E_y	E_p
$0 < \varepsilon \leq 0,2$	2,7	2,3	5,1	4,3	7,1	5,9	2,6	2,1	8,8	7,3
$0,2 < \varepsilon \leq 0,3$	7,1	5,1	8,8	6,1	12,81	9,0	5,1	4,1	14,9	10,3
$0,3 < \varepsilon \leq 0,4$	9,8	6,3	17,06	11,5	31,1	20,7	9,5	6,2	27,7	18,0
$0,4 < \varepsilon \leq 0,5$	25,0	15,6	36,5	22,6	47,3	28,8	16,5	10,0	45,3	27,3
$0,5 < \varepsilon \leq 0,6$	48,6	28,4	66,2	38,4	82,4	47,1	41,9	24,7	84,5	48,4
$0,6 < \varepsilon \leq 0,7$	83,2	45,5	148,0	83,1	116	63,4	152	86,7	110	59,1
$0,7 < \varepsilon \leq 0,75$	142,0	75								

Список литературы

1. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. – М.: Наука, 1976 – 607с.
2. ГОСТ 269-80 «Резина. Общие требования к определению физико-механических свойств».
3. ГОСТ 265-80 «Резина. Метод испытания на кратковременное сжатие».
4. Ермеков М.М., Сериков Н.Ж., Ропай В.А. Экспериментальные исследования механических характеристик резин при сжатии. – НТЖ «Нефтепромысловое дело» - М.: ВНИИО-ЭНГ. 2003. - №4. – С. 31-34.
5. Ильюшин А.А. Пластичность. – М.,Л.: Гостехиздат,1948.- 376 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 19.06.2012*

ГЕРТ - МОДЕЛИРОВАНИЕ РИСКОВ ПРОСТОЕВ НА ТРАНСПОРТНОМ ЦИКЛЕ АВТОСАМОСВАЛА

Предложен сетевой подход к определению количественной характеристики рисков на транспортном цикле автосамосвала, как локального критерия прогнозируемой величины простоев и убытков. Построенная стохастическая сетевая модель технологического процесса транспортирования горной массы позволяет применить формальные методы ГЕРТ – моделирования для выполнения численных расчетов.

Запропоновано мережний підхід до визначення кількісної характеристики ризиків на транспортному циклі автосамоскиду, як локального критерію прогнозованої величини простоїв і збитків. Побудована стохастична мережна модель технологічного процесу транспортування гірської маси дозволяє застосувати формальні методи ГЕРТ - моделювання для виконання чисельних розрахунків.

We propose a network-based approach to determining the risk profile in the transport cycle of the dump, as the local criterion predicted magnitude of the stiles and losses. Constructing a stochastic network model of the process of transportation of rock allows to apply formal methods GERT - modeling for numerical calculations.

Вступление. Эффективность управления горнотранспортными работами в значительной степени зависит от меры полноты анализа производственных ситуаций в карьере. Вследствие вероятностного характера большинства параметров транспортного процесса в карьере, качественная и количественная оценка эффективности функционирования данной подсистемы без привлечения формальных методов затруднена.

В идеальном случае каждая транспортная единица при выполнении всех рейсов не должна простаивать. Однако при невозможности предусмотреть регламент всех работ, возможные поломки и влияние человеческого фактора, имеет место стохастичность процессов погрузки – разгрузки и движения транспортных средств. В работах [1,2] предложены формальные методы анализа для оптимизации функционирования транспорта в глубоких карьерах. Однако практическая необходимость качественного улучшения функционирования транспортной подсистемы на глубоких и сверхглубоких карьерах требует разработки новых эффективных математических методов для выполнения ситуационного анализа.

Рисковый анализ является одним из методов нахождения «узких» мест в цепи «забой – ДОФ», внутри которых следует искать оптимальный вариант управляющих воздействий.

Постановка задачи. Под риском в литературе понимается угроза частичной или полной потери эффективности производственной деятельности в результате действия некоторых неблагоприятных факторов [3,4,5]. В абсолютном выражении риск определяется величиной возможных потерь в стоимостном выражении; в относительном – риск есть величина возможных потерь, отнесенных к одному из показателей: себестоимость, стоимость, прибыль. Для предотвращения потерь следует на основании некоторого критерия оценить

степень риска и стремиться снизить его до более низкого уровня, уменьшая степень отрицательного воздействия на конечный результат. В качестве критерия при рисковом анализе участков горнотранспортной системы выступает потеря производительности горнотранспортного оборудования по времени. В данной работе предлагается метод определения количественной характеристики рисков транспортных единиц, как локального критерия прогнозируемой величины простоев и убытков.

Цель работы. В работе предложена методика расчета количественных значений риска простоев автомобильного звена в одном транспортном цикле на основе процедур стохастических графов.

Основной материал и результаты. В классическом определении риск R понимается как скалярное произведение двух векторов: вектора величин стоимостных оценок потерь A_i , $i=1,2,\dots,n$, и вектора вероятностей их реализации p_i , $i=1,2,\dots,n$ при реализации принятого решения

$$R = \sum_{i=1}^n A_i p_i = A_i p^i, \quad (1)$$

где $A_i p^i$ - есть тензорная свертка [3].

Для рискового анализа производственных систем и комплексов, представленных сетевыми структурами, подход (1) не применим. Адекватной альтернативой, по нашему мнению, является трактовка риска как произведения математического ожидания случайной величины неблагоприятного события на величину стоимостной оценки события

$$R = A_i E[x_i], \quad (2)$$

где $E[x_i]$ - математическое ожидание величины x_i .

Такое определение риска подходит для применения в сетевых математических моделях со стохастической структурой и позволит оценивать численно величину риска.

Анализ технологического процесса. Элементом горнотранспортной системы глубоких карьеров являются автомобильные звенья, транспортирующие горную массу от забойных экскаваторов до перегрузочных пунктов (перегрузочных эстакад, приемных устройств дробилок, бункерных устройств). В направлении забоя автотранспорт движется порожняком, а в направлении разгрузочного пункта – загруженным. Выбор места загрузки в забое определяется диспетчерской службой или жестким закреплением автосамосвала за экскаватором.

Время продолжительности единичного транспортного цикла автосамосвала T представляет собой сумму

$$T = t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}} \quad (3)$$

где $t_{\text{погр}}$ - время погрузки автосамосвала; $t_{\text{движ}}$ - время движения автосамосвала из забоя к разгрузочному пункту; $t_{\text{разгр}}$ - время погрузки автосамосвала на разгрузочном пункте.

Известно, что слагаемые равенства (3) определяются аналитическими выражениями

$$t_{\text{погр}} = \frac{V_{\text{сам}}}{n_{\text{э}} \cdot V_{\text{к.э}}}$$

где $V_{\text{сам}}$ - объем кузова автосамосвала, $V_{\text{к.э}}$ - объем ковша экскаватора, $n_{\text{э}}$ - количество ковшей экскаватора для загрузки автосамосвала;

$$t_{\text{движ}} = \frac{L_{\text{тр}}}{V_{\text{авт}}}$$

где $L_{\text{тр}}$ - расстояние транспортирования автосамосвалами, $V_{\text{авт}}$ - скорость автосамосвала;

$$t_{\text{разгр}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{отвала}}$$

где $t_{\text{ман}}$ - время маневра автосамосвала, $t_{\text{отвала}}$ - время разгрузки горной массы из кузова автосамосвала.

Таким образом, аналитическое выражение времени продолжительности единичного транспортного цикла автосамосвала имеет вид

$$T = \frac{V_{\text{сам}}}{n_{\text{э}} \cdot V_{\text{к.э}}} + \frac{L_{\text{тр}}}{V_{\text{авт}}} + t_{\text{ман}} + t_{\text{отвала}} \quad (4)$$

Однако равенство (4), являясь детерминированным выражением, не учитывает непроизводительных простоев автосамосвалов при технологических процессах. Простои автотранспорта возникают в местах погрузки, разгрузки и по ходу движения (в случае слияния дорог, поломок и пр.). Таким образом в выражение (4), вместо введения некоторых коэффициентов неравномерности, можно добавить слагаемое $t_{\text{простоев}}$, значение которого для каждого этапа разработки карьера может быть вычислено достаточно точно.

Технологическая операция перемещения горной массы автосамосвалом от погрузочного оборудования в забое до перегрузочного пункта может быть представлена графически в виде направленного графа. При этом множество дуг графа представляют собой процессы, а множество узлов – состояния элемента. Исходя из того, что технологический процесс имеет четкую последовательность операций, то и последовательность простоев в цикле транспортирования следует в соответствии логикой процесса. Так как риск по дугам графа обладает свойством аддитивности, следовательно, к построенному графу можно применить процедуры ГЕРТ – моделирования для выявления рисков, связанных с выполнением всей сети.

Формализация сети. Определим существующие процессы и операции транспортировки горной массы отдельным автосамосвалом. Обозначим S_i ; $i \in N$ - состояния автосамосвала, а через функцию W_{ij} ; $i, j \in N$ - процессы простоя автомобиля на этапах транспортирования. При этом, S_i - будут соответствовать узлам сетевой модели и не иметь временной протяженности, W_{ij} - соответствуют дугам сетевой модели и иметь временную протяженность.

W - функция случайной величины определяется как [6]

$$W_{ij} = p_{ij} \cdot M_{ij}, \quad (5)$$

где p_{ij} - вероятность возникновения операции простоя автосамосвала, M_{ij} - производящая функция моментов длительности операции простоя автосамосвала.

Декартовое произведение элементов состояний представляет собой множество пар, мощностью 4 (табл. 1).

Таблица 1

Описание обозначений состояний (узлов) сетевой модели

Состояние	Загрузка автосамосвала	Положение автомобиля
S_1	Нет	Около погрузочного устройства
S_2	Да	Около погрузочного устройства
S_3	Да	Около разгрузочного пункта
S_4	Нет	Около разгрузочного пункта

Топология сети. Логический анализ технологического процесса перемещения горной массы с помощью автотранспорта позволяет определить возможные простои транспортной единицы в процессе функционирования. Сетевая стохастическая модель единичного транспортного цикла при любом способе закрепления автосамосвала за погрузочным устройством представлена на рис. 1.

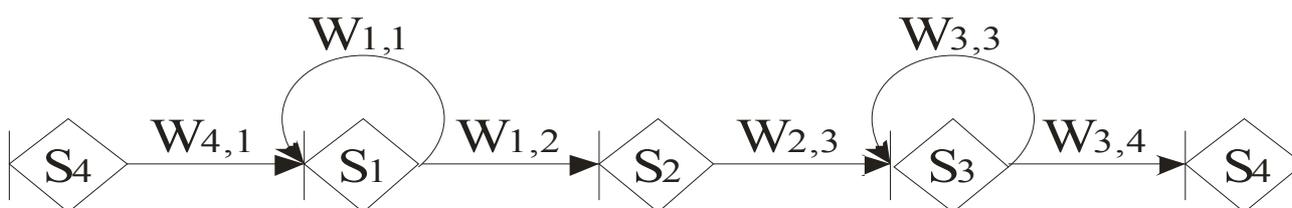


Рис. 1. Сетевая стохастическая модель единичного транспортного цикла автосамосвала

Вероятностное описание простоев на одном цикле. Простои автосамосвала по элементам единичного транспортного цикла, как случайные величины, подчинены определенному закону распределения. Хронометрический анализ простоев на цикле транспортирования автосамосвала БелАЗ-75121 за смену на карьере Полтавского ГОКа позволил установить следующие распределения простоев и вероятности p_i их возникновения на основе критерия согласия Колмогорова (табл. 2).

Описание обозначений дуг (операции простоя) сетевой стохастической модели

Обозначение операции простоя	Описание операции простоя	Вероятность возникновения операции простоя, p_{ij}	Параметры распределения операции	Вид распределения операции простоя
$W_{1,1}$	Ожидание погрузки у погрузчика	0,35	$\sigma_{1,1} = 1,5$ $\mu_{1,1} = 7$	Нормальный $p_{1,1} \exp\left(s\sigma_{1,1} - \frac{1}{2}s^2\mu_{1,1}^2\right)$
$W_{1,2}$	Простои в процессе загрузки автомобиля	0,1	$a_{1,2} = 2$	Экспоненциальный $p_{1,2}a_{1,2}(a_{1,2} - s)^{-1}$
$W_{2,3}$	Простои при движении с грузом от погрузчика к разгрузочному пункту	0,1	$a_{2,3} = 2,75$ $b_{2,3} = 0,06$	Гамма $p_{2,3} \left(1 - \frac{s}{a_{2,3}}\right)^{-b_{2,3}}$
$W_{3,3}$	Ожидание начала процесса разгрузки на разгрузочном пункте	0,45	$\sigma_{1,1} = 3$ $\mu_{1,1} = 6$	Нормальный $p_{3,3} \exp\left(s\sigma_{3,3} - \frac{1}{2}s^2\mu_{3,3}^2\right)$
$W_{3,4}$	Простои в процессе разгрузки на разгрузочном пункте	0,03	$a_{3,4} = 1,5$	Экспоненциальный $p_{3,4}a_{3,4}(a_{3,4} - s)^{-1}$
$W_{4,1}$	Движение от разгрузочного пункта в забой к погрузчику	0,09	$a_{4,1} = 2,75$ $b_{4,1} = 0,06$	Гамма $p_{4,1} \left(1 - \frac{s}{a_{4,1}}\right)^{-b_{4,1}}$

Топологическое уравнение Мейсона для сети. Для определения численного значения рисков на транспортном цикле (2) необходимо вычисление математического ожидания времени простоя. Для определения W_E – функции, эквивалентной стохастической сети (рис.1), введем дополнительную дугу W_A , соединяющую начальный и конечный узел сети (рис. 2) для получения замкнутого графа.

Под петлей понимают связанную последовательность ориентированных ветвей, каждый узел которых является общим ровно для двух ветвей. Порядок петли L_m определяется как множество m не связанных между собой петель первого порядка. Определим множества петель для стохастической сетевой модели.

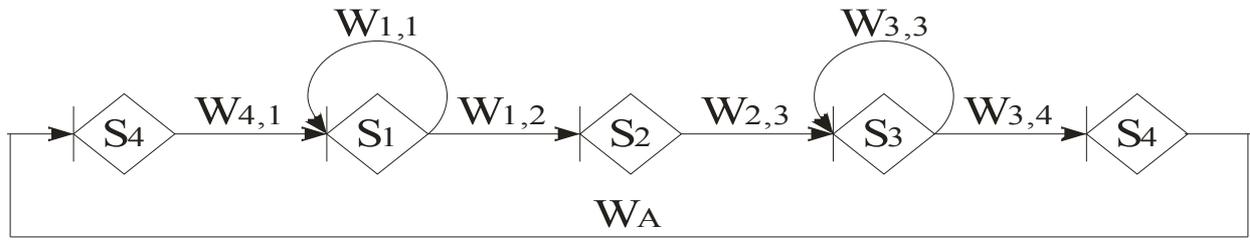


Рис. 2. Сетевая модель единичного транспортного цикла автосамосвала

Множество петель первого порядка есть трехэлементное множество $L_1 = \{W_{1,1}; W_{3,3}; W_{1,2} W_{2,3} W_{3,4} W_A W_{4,1}\}$.

Множество петель второго порядка есть одноэлементное множество $L_2 = \{W_{1,1} W_{3,3}\}$.

Топологическое уравнение Мейсона для замкнутых графов имеет вид [6]

$$H = 1 - \sum T(L_1) + \sum T(L_2) + \dots + (-1)^m \sum T(L_m) + \dots = 0. \quad (6)$$

Подставляя в уравнение (6) множества элементов L_m , получаем выражение

$$H = 1 - W_{1,1} - W_{3,3} - W_{4,1} \cdot W_{1,2} \cdot W_{2,3} \cdot W_{3,4} W_A + W_{1,1} \cdot W_{3,3} = 0 \quad (7)$$

Из равенства (7) после преобразований получаем равенство для функции вспомогательной дуги W_A

$$W_A = \frac{1 - W_{1,1} - W_{3,3} + W_{1,1} \cdot W_{3,3}}{W_{4,1} \cdot W_{1,2} \cdot W_{2,3} \cdot W_{3,4}}. \quad (8)$$

Учитывая, что $1 - W_A \cdot W_E = 0$, получаем функцию $W_E = \frac{1}{W_A}$, эквивалентную сети на рис. 2

$$W_E = \frac{W_{4,1} \cdot W_{1,2} \cdot W_{2,3} \cdot W_{3,4}}{1 - W_{1,1} - W_{3,3} + W_{1,1} \cdot W_{3,3}}. \quad (9)$$

Подстановка в равенство (8) соответствующих выражений из табл. 2 дает аналитическое выражение для нахождения функции, эквивалентной по параметру всей стохастической сетевой модели.

Численное определение математического ожидания. Для нахождения численного значения математического ожидания простоев на одном транспортном цикле автосамосвала учтем, что

$$W_E(S) = p_E \cdot M_E(S). \quad (10)$$

Так как $p_E = W_E(0)$, то производящая функция моментов $M_E(S)$ может быть найдена как отношение

$$M_E(S) = \frac{W_E(S)}{W_E(0)}. \quad (11)$$

Математическое ожидание может быть вычислено как 1-я частная производная по s функции M_E

$$E[t] = \mu_{1E} = \left. \frac{\partial M_E(s)}{\partial s} \right|_{s=0}. \quad (12)$$

Вычисление значения математического ожидания (12) времени простоя автосамосвала на одном транспортном цикле для функции (9) дает

$$E[t] = 4,47(\text{мин}).$$

Так как количество рейсов автосамосвала БелАЗ-75121 за смену на карьере Полтавского ГОКа равно 19, то ожидание времени простоев для одной машиносмены составляет

$$t_{\text{простоев}} = 19 \cdot E[t] = 84,93(\text{мин}).$$

Если величина убытка простоя транспортной единицы за минуту рабочей смены равна

$$A = \frac{C}{480},$$

где C – стоимостная величина машиносмены.

Ожидаемый риск машиносмены в соответствии с (2) будет равен

$$R = \frac{C \cdot 84,93}{480}.$$

Выводы. Представлен новый подход к определению риска, позволяющий применить методы стохастического сетевого моделирования к анализу производственной системы. В рамках ГЕРТ – модели построена универсальная рискованная сетевая структура по параметру простоя единичного транспортного цикла автосамосвала, позволяющая достаточно точно определить численные характеристик величин простоев и убытков.

Полученные данные могут быть использованы при планировании сменного состава автосамосвалов, работающих на одном уступе, а также с целью оптимизации использования оборудования и снижения стоимости транспортировки горной массы в карьерах.

Предложенный подход обладает универсальностью и подходит для карьеров любых видов и любого списочного состава автопарка предприятия.

Все численные расчеты в работе выполнены с использованием пакета программ для математических расчетов Mathcad.

Список литературы

1. Дриженко, А.Ю. Открытая разработка железных руд Украины [Текст]/А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, А.А. Рыкус.- Полтава: Полтавський літератор, 2009.- 452 с.
2. Литвиненко, К.В. Оптимизация взаимодействия звеньев комбинированного транспорта при открытой разработке полезных ископаемых/ Литвиненко К.В. // Науковий вісник На-

ціонального гірничого університету. Науково-технічний журнал / Національний гірничий університет – Вип.3. – Дніпропетровськ: ДВНЗ НГУ. - 2012. – С.41- 44.

3.Рогальский, Ф.Б. Математические методы анализа экономических систем [Текст]. Книга 1. Теоретические основы. / Ф.Б. Рогальский, Я.Е. Курилович, А.А. Цокуренок.- К.: Наук. думка, 2001.- 435 с.

4.Костерев, В.В. Надежность технических систем и управление риском [Текст] учеб. пособие / В.В. Костерев. – М.: МИФИ, 2008. – 280 с.

5.Мушик, Э., Мюллер, П. Методы принятия технических решений [Текст]: пер. с нем.- М.: Мир, 1987. – 198 с.

6. Филипс, Д., Гарсиа-Диас А. Методы анализа сетей [Текст]: пер. с англ.- М.: Мир, 1984. – 496 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції 27.11.2012*

УДК 624.131.23

© Н.В. Зуєвська

ВПЛИВ ТЕМПЕРАТУРНОГО ФАКТОРА НА ІНТЕНСИФІКАЦІЮ ПРОСІДАННЯ ЛЕСОВИХ ҐРУНТІВ

Розглядаються причини інтенсифікації процесів просідання в лесових ґрунтах при замочуванні їх водою з підвищеною температурою.

Рассматриваются причины интенсификации просадочных процессов в лесовых ґрунтах при замачивании их водой повышенной температуры.

In the article reasons are examined intensification of settling processes in loessial soils at a soakage by their water of enhanceable temperature.

Вступ. Значна територія України складається з лесових ґрунтів різного ступеня просадності. Практика міського будівництва та експлуатації підземних мереж в умовах інтенсифікації забудов міст та одночасного старіння підземних комунікацій в останні роки внесла суттєві корективи у вибір системи протипросадних заходів в зв'язку з проявом нового - гідротермального фактора впливу, який навіть в умовно непросадних лесових масивах провокує небезпечні деформаційні процеси.

В зв'язку з цим розвиток наукових основ деформування просадних лесових масивів під дією температурного фактора є актуальною науково-технічною проблемою.

Сучасний стан питання. До недавнього часу в будівництві процес замочування лесових ґрунтів розглядався без урахування температури води.

За останнє десятиріччя в літературі почали відмічатися випадки підвищення очікуваних просідань внаслідок впливу температурного чинника. Так, науковці з Алтайського державного технічного університету [1] в своїх роботах відмічають збільшення в м.Барнаулі випадків деформацій основ будинків 20-30-річного віку, які, як раніше вважалось, за довгі роки експлуатації стоять

вже на непросадних лесових ґрунтах. Однак внаслідок аварій тепломереж споруди отримали просідання до 0,5 м. Встановлено, що особливу небезпеку являють собою теплотраси діаметром 500-1000 мм.

Основні джерела тепловиділення, які сприяють розвиткові деформаційного процесу, можна умовно поділити на 2 типи: замочування просадного ґрунту витокami води з підвищеною температурою та нагрівання ґрунтових вод через процес теплопередачі від тепловиділяючих об'єктів з подальшим впливом нагрітої ґрунтової води на лесовий масив.

Утворення теплових полів у лесових масивах відноситься до небезпечних геологічних процесів на території великих міст, що викликають зміни складу, стану, структури і властивостей просадних ґрунтів.

Метою роботи є встановлення закономірностей збільшення посадних процесів в лесових ґрунтах в умовах гідротермального впливу.

Викладення основного матеріалу. Лесові просадні ґрунти утворені як осадкові породи в результаті вивітрювання різних гірських порід. Саме цим пояснюється особливість будови лесових порід – міцність частинок, з яких складається лесовий ґрунт, набагато вища від міцності зв'язуючого цементуючого матеріалу між цими частинками.

Розчинення солей, що знаходяться у складі цементуючих речовин лесових порід, найбільш характерне для карбонатних, сульфатних, хлоридних і калієвих сполук. Основними умовами розчинення цих сполук є зволоження водою, особливо водою з високою температурою. Присутність у воді певної концентрації швидкорозчинних солей: $NaCl$, KCl , $CaCl_2$, $MgCl_2$, сильних кислот: соляної кислоти HCl , сірчаної кислоти H_2SO_4 , лугів: $NaOH$, SO_3 , CO_2 , PO_3 та ін. прискорює розчинність цементуючих речовин, що перебувають у складі лесових порід і призводить до прискорених просадних деформацій.

Значення коефіцієнта швидкості розчинення можна визначити експериментальним шляхом з використанням теорії подібності в лабораторних та польових умовах. Необхідно враховувати, що хімічно взаємодіючи в процесі фільтрації з гірськими породами, вода змінює свій склад і формує той чи інший геохімічний тип.

Проведено експерименти з прогнозування розчинності сульфатної породи (ангідриту) в лабораторних умовах шляхом прискорення розчинення за допомогою сильного кислотного каталізатора H_2SO_4 і сольового каталізатора $NaCl$ при температурі водного розчину $20^{\circ}C$ і з підігріванням до температури $50^{\circ}C$ (рис.1, 2).

З рис.1,2 бачимо, що збільшення температури до $50^{\circ}C$ в 2,8...4 рази збільшує розчинність сульфатних гірських порід, що є характерною ознакою розчинення цементуючих речовин з гіпсу, які присутні у складі лесових ґрунтів.

У природних умовах лесовий ґрунт являє собою трифазну дисперсну систему, що складається з твердої, рідкої і газоподібної фаз. Закономірності руху вологи в трифазній системі ґрунту описуються рівнянням, аналогічним класичному рівнянню Дарсі, яке відрізняється від останнього тим, що коефіцієнт фільтрації k_f замінюється поняттям коефіцієнта вологопровідності ґрунту k_w , величина якого суттєво залежить від вологості W ґрунту.

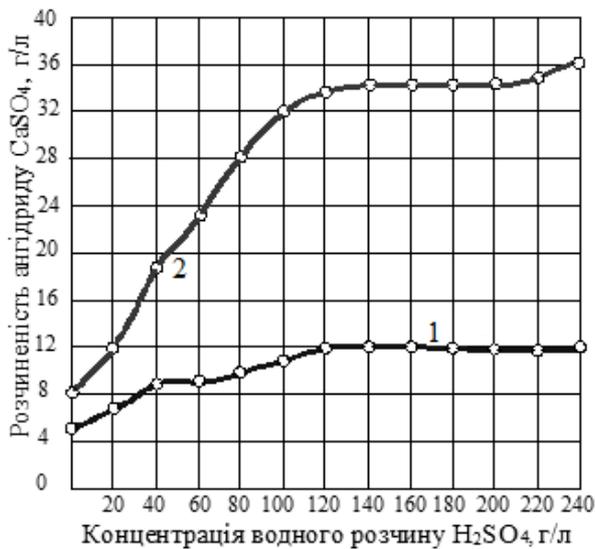


Рис. 1. Залежність розчинності від концентрації H_2SO_4 при температурах 20 °C(1) і 50 °C(2)

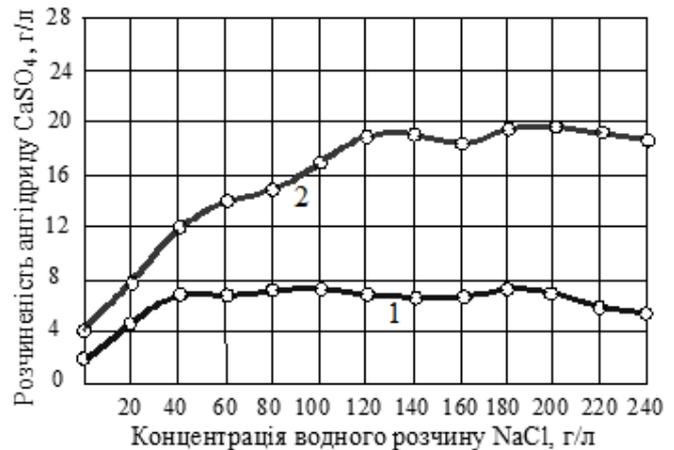


Рис. 2. Залежність розчинності ангідриту від концентрації $NaCl$ при температурі водного розчину 20 °C (1) і 50 °C (2)

Коефіцієнт фільтрації, а отже, і коефіцієнт вологопровідності, залежать від зміни динамічної в'язкості води. Зі збільшенням температури води її динамічна в'язкість зменшується (рис. 3).

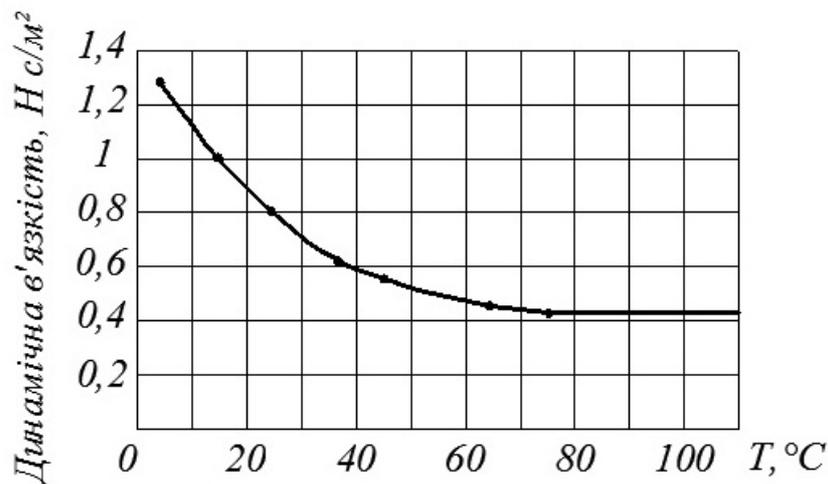


Рис. 3. Зміни динамічної в'язкості від температури води

При замочуванні лесового масиву аварійними витокami гарячої води та неповному водонасиченні, слід говорити про зміну вологопровідності масиву [2].

Дослідження впливу температури води для замочування на зміну коефіцієнта вологопровідності лесових ґрунтів проводились на зразках лесового просадного ґрунту II типу. В табл. 1 наведено усереднений коефіцієнт вологопровідності та показник зміни вологопровідності в залежності від температури води для замочування θ_T в межах 20°...80°C, який визначається за формулою:

$$Q_T = \frac{k_w^{T_{cp}}}{k_w^{20^0C_{cp}}}$$

Як видно з отриманих даних, температура суттєво впливає на вологопровідність просадного ґрунту, при цьому залежність $k_w^{T_{cp}}$ виположується практично при $T = 80^{\circ}C$, досягаючи значення близько 3,77 м/добу, що більше ніж втричі перевищує величину $k_w^{T_{cp}}$ для нормальних умов $k_w^T = k_w^{20^0C} \cdot \theta_T = k_w^{20^0C} \cdot (-0,000001667T^3 + 0,000037T^2 + 0,0254T + 0,49)$.

Таблиця 1

Залежність коефіцієнта вологопровідності від температури води для замочування

№ зразків	Коефіцієнт вологопровідності k_w^T , м/добу			
	$T = 20^{\circ}C$	$T = 40^{\circ}C$	$T = 60^{\circ}C$	$T = 80^{\circ}C$
1	1,86	2,85	3,22	3,86
2	1,94	2,76	3,56	3,78
3	2,06	2,90	3,86	3,76
4	2,03	2,92	3,68	3,62
5	1,98	2,95	3,32	3,84
Середнє значення коефіцієнта вологопровідності, м/добу				
$k_w^{T_{cp}}$, м/добу	1,97	2,88	3,53	3,77
Показник впливу температури води на коефіцієнт вологопровідності				
θ_T	1,0	1,46	1,79	1,91

Збільшення коефіцієнту вологопровідності призводить до розширення фронту замочування і проникнення води в ті шари ґрунту, які не були ущільнені. Найбільш впливовим в цьому випадку є процес впливу температури води при інфільтрації на збільшення глибини замочування. Результати експериментальних дослідів представлені в табл.2. В знаменнику табл. 2 наведено відношення значення координати фронту замочування при підвищеній температурі води до значення координати фронту замочування при холодній воді, або коефіцієнт впливу температури води, який визначається за формулою:

$$\beta_T = \frac{y_0^T}{y_0^{20^0}}$$

Згідно табл. 2 вертикальна координата фронту замочування поглиблюється як з часом, так і із зростанням температури води для замочування.

Коефіцієнт впливу температури води β_T не залежить від часу замочування і зростає в 1,75 рази лише із збільшенням температури від 20^0 до $80^0 C$.

В результаті вираз для глибини замочування в залежності від температури води має вигляд:

$$y_o^T = y_o^{20^{\circ}\text{C}} \cdot \beta_T = y_o^{20^{\circ}\text{C}} (0,000003125T^3 - 0,000563T^2 + 0,0425T + 0,35).$$

Таблиця 2

Розвиток глибини замочування в масиві лесового ґрунту

Температура води замо- чування	Вертикальна координата фронту замочування / коефіцієнт впливу температури води β_T					
	Тривалість замочування t , діб					
	$t=1$ доба	$t=2$ доби	$t=5$ діб	$t=9$ діб	$t=14$ діб	$t=22$ доби
$T=20^{\circ}\text{C}$	2,02 / 1,0	3,14 / 1,0	5,86 / 1,0	8,99 / 1,0	12,57 / 1,0	17,93 / 1,0
$T=40^{\circ}\text{C}$	2,73 / 1,35	4,24 / 1,35	7,92 / 1,34	12,13 / 1,35	16,97 / 1,35	24,21 / 1,35
$T=60^{\circ}\text{C}$	3,13 / 1,55	4,87 / 1,54	9,09 / 1,55	13,93 / 1,55	19,48 / 1,55	27,79 / 1,55
$T=80^{\circ}\text{C}$	3,53 / 1,75	5,49 / 1,75	10,26 / 1,75	15,73 / 1,75	22,0 / 1,75	31,38 / 1,75

Результати експериментальних досліджень зміни абсолютної просадності лесового ґрунту при різній температурі води для замочування представлено на рис. 4. Дослідження проводилися на лесових суглинках з наступними характеристиками: потужність товщі просідання 12 м, сила зчеплення 0,112 МПа, кут внутрішнього тертя 27°C , пористість товщі 47 %, об'ємна вага $26,2\text{ кН/м}^3$, природна вологість 0,03, вологість на нижній межі пластичності 0,19, відносна просідність – 0,03, діаметр пробурених свердловин 200 мм.

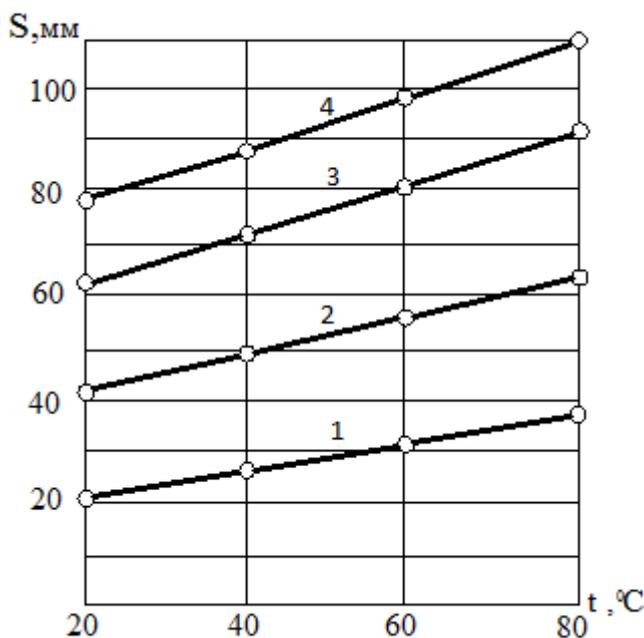


Рис. 4. Зміна величини просідання лесового ґрунту при різній тривалості замочування та температурі води для замочування: 1 – 10 діб; 2 – 20 діб; 3 – 40 діб; 4 – 60 діб

Згідно з отриманими даними коефіцієнт K_T , що враховує вплив температури води для замочування на абсолютне просідання лесового ґрунту, для 20°C було прийнято рівним одиниці. Для зростаючих температур він визначається за

формулою: $K_{T60^\circ\text{C}} = \frac{S^{ep}_{60^\circ\text{C}}}{S^{ep}_{20^\circ\text{C}}}$. Можна зробити висновок, що на коефіцієнт K_T

практично не впливає тривалість замочування, а має значення тільки температура води. Отримані значення K_T - коефіцієнта, що враховує вплив температури води для замочування на зміну абсолютного просідання лесового ґрунту, апроксимовано і представляємо у вигляді кубічного полінома. Тоді значення величини просідання лесового ґрунту при різній температурі води для замочування можна представити як:

$$S^T = S^{20^\circ\text{C}} \cdot K_T = S^{20^\circ\text{C}} (0,0075T + 0,85).$$

Отримані коефіцієнти θ_T, β_T, K_T далі використовуються в теоретичних побудовах, в яких поєднуються експериментальні результати з математичним моделюванням інфільтраційних та деформаційних процесів в просадних масивах.

Згідно з наведеними дослідженнями можна зробити **висновок**, що в умовах впливу гідротермального чинника відомі інженерні способи стабілізації лесових ґрунтів виявляються недостатньо ефективними та потребують їх подальшого розвитку. Основними причинами збільшення проявів просідання лесового ґрунту при замочуванні його водою з підвищеною температурою є прискорення розчинності солей та цементуючих речовин в складі лесових ґрунтів, поглиблення замочування і проникнення води в ті шари ґрунту, які не були ущільнені. При аналізі техногенного впливу теплового фактора на просадні лесові ґрунти необхідно враховувати коефіцієнт збільшення вологопровідності θ_T , коефіцієнт впливу температури води β_T на збільшення вертикальної координати фронту замочування та коефіцієнта, що враховує вплив температури води для замочування на зміну абсолютного просідання лесового ґрунту K_T , шляхом поєднання експериментальних результатів з математичним моделюванням інфільтраційних та деформаційних процесів в просадних масивах.

Список літератури

1. Быкова Е.В. Деформации лесовых просадочных грунтов при замачивании холодной и горячей водой / Е.В. Быкова, А.А. Соболев, Г.И. Швецов // Научное творчество студентов и сотрудников: 61-я науч.-техн. конф. студентов, аспирантов и профессорско-преподават. состава. – Барнаул, 2003. – Ч.13: Строит.-технол. фак-т. – С.126.
2. Зуєвська Н.В. Вплив води з підвищеною температурою на інфільтраційні процеси при замочуванні лесових ґрунтів / Н.В.Зуєвська // Вісник НТУУ „КПІ”. Серія „Гірництво”. – 2011. – Вип. 20. – С. 17 - 20.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 03.10.2012*

MECHANISM OF EXPLOSIVE CAVITY FILLING BY STRUCTURE-FORMING MATERIAL

Vertical cavity formation near the free surface with its simultaneous filling by structure-forming material is considered. Possibilities and features using oscillatory occurrences near an explosion site to control the vertical filling material transportation process during its primary enlargement are researched.

Рассматривается образование вертикальной полости вблизи свободной поверхности с одновременным ее заполнением структурирующим материалом. Изучаются возможности и особенности использования колебательных явлений вблизи очага взрыва для управления процессом транспортирования материала заполнителя в полость в период ее первого расширения.

Розглядається утворення вертикальної порожнини поблизу вільної поверхні з одночасним її заповненням матеріалом, що структує. Вивчаються можливості і особливості використання коливальних явищ поблизу вогнища вибуху для управління процесом транспортування матеріалу заповнювача в порожнину в період її першого розширення.

Introduction. Formation of a vertical cavity by an elongated charge in a detrimental soil with its simultaneous or subsequent infill with a structure-forming material is essentially complicated by pulsating processes during the crack formation as well as by inability of structurally deformed detrimental soil in cavity walls to oppose a rarefaction wave action during the inverse pulsation process [1, 2]. In this connection, possibilities and features of the processes of simultaneous or consecutive infill of a vertical explosive crack with the solution are investigated.

The traditional way of infill of a gaseous cavity consists in mud placement in the opening (crack) formed by explosion through the embedment from a surface with the help of forces of gravitation only. However, in structurally soft floor which lose its connectivity under the influence of deformation processes irreversibly and because of fragility and instability of a compacted layer on the boundary with a gaseous cavity, life time of an opening is much less than time necessary for grouting. Hence, other solutions which could time these two processes need to be found.

In some cases, in order to get a steady cavity in soft floor it is enough to dabble soil around the hole before detonation, or it would be even better to spacefill the hole with a fastening mud where the elongated charge should take place. If system of piles, sandy drains [3, 4] or curtain walls are formed in soft floor as a result of explosion, it is enough to slow down back motion of walls of a cavity for some time - till the moment when the filling material would be pulled down in a cavity from a surface under gravity or under the influence of other forces. This method could be used in case with a formation of a vertical curtain ("wall in soil" type) when the mud of a water-resistant material [5] is moved in the crack formed by detonating of system of parallel vertical charges, for example.

As the cavity development begins on the contact of the upper end of a charge with a sandy stratum and explosive gases have no loose from a cavity, it is possible to enable the prevalence of pulsation along the axis of a cavity from the surface of the

environments separation. This process may be enabled by a shockwave, as well, which is reflected from the boundary of separation of two beds (when it is a rarefaction wave).

For the approximate calculations it is possible to be oriented on the mass rate in a shockwave during the detonation process in a sandy ground:

$$u_2 = u_3 = 4,72 \left(\frac{R}{\sqrt[3]{Q}} \right)^{-2,06}, \text{ m/s.}$$

According to the resulted data in actual practice during the construction of the shield recess of a face part of elongated charge Q , which repeats the action of a concentrated charge (an index of operating of detonation $n = 2$) will be with $C_{II}=1,0$ kg/m approximately 0,2 m. Then the value of mass rate will equal

$$u_2 = 4,72 \cdot Q^{2/3} / R^2 = 118 \text{ m/s.}$$

As the vertical direction of soil mass parts movement over a charge and accordingly a sealer coincides with a direction of operating of force of terrestrial gravitation, we will make calculations by analogy with a body free fall.

If travelling speed of a falling body is $v = \sqrt{2gh}$ where g is gravitational acceleration, or in our case – initial acceleration under the influence of a rarefaction wave, h is depth of fall (we will take 5,0 m for our calculations) then apparent acceleration of initial mass rate $v = 118$ m/s is:

$$g = \frac{u^2}{10} = 1400 \text{ m/s}^2.$$

From the relation $h = 0,5gt^2$ we will calculate a possible mud fall time:

$$t = \sqrt{\frac{2h}{g}} = 0,085 \text{ s} = 85 \text{ ms.}$$

The calculated time of a mud falling into a cavity under the influence of a rarefaction wave that leads to «collapse» of gas cavities is comparable to the time of cavity expansion.

To check of the results, modelling physical studies are conducted. The method experiments envisaged the detonation of an elongated charge 70 mm length and 4 mm in diameter in dry sandy ground at recess of its upper end within 0 ... 70 mm from the surface of a soil massive (fig. 1).

To control the movements of a ground surface, a metal disc of 26 mm in diameter was placed over the charge (fig. 2). It centre coincided with a charge axis. Then, coaxial with a charge on a ground surface, the cylindrical transparent container 104 mm in diameter was placed fastened on a basis of a larger horizontal disk which intended for prevention of breakthrough of explosive gases into the atmosphere during detonating of a charge and scattering of sand from a face part of an explosion chamber. The container was filled with dry sand necessary for creation of tightening over a charge and to infill the cavity, formed during detonation.



Fig. 1. Modelling elongated charge



Fig. 2. Metal disk over the charge

During the experiment three parameter were fixed: magnitude of recess of the upper end of the charge under a source surface of a soil massive, magnitude of subsidence of sand in the container after detonating, and a depth of immersion in soil of the metal disk which had to confirm the presence and scale of the effect of the ground vertical fall acceleration from high layers in the cavity during the pulsating movements in the cavity and the surrounding massive. Results of the studies are on fig. 3 - 4.

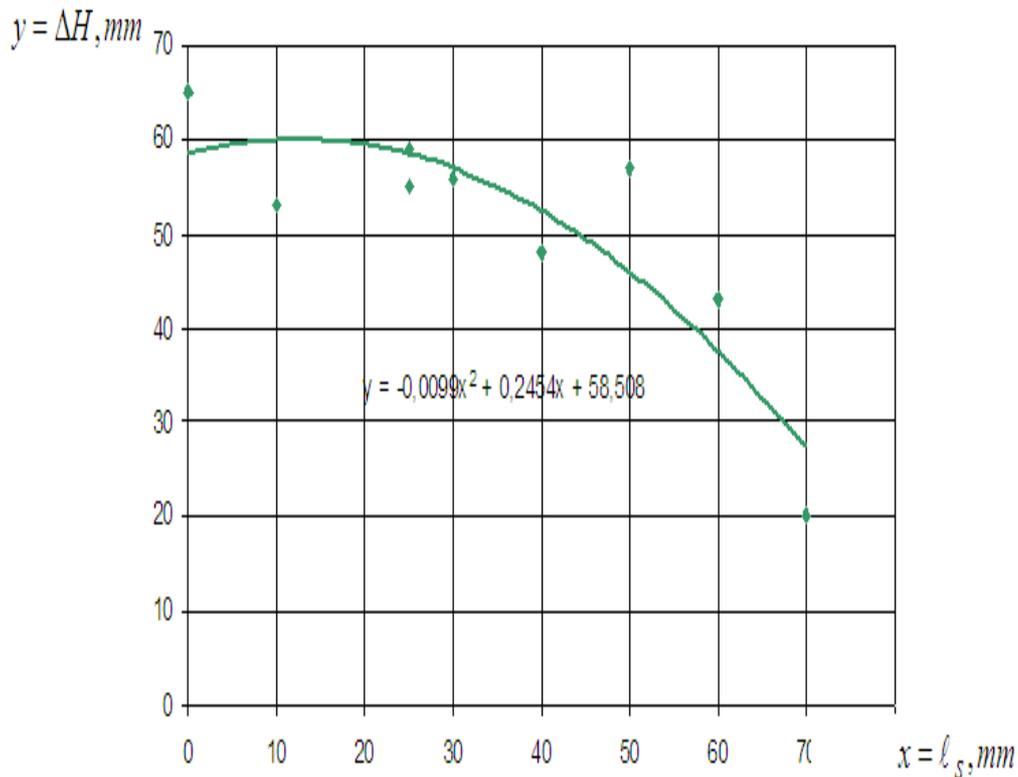


Fig. 3. Dependence of magnitude of sand level lowering in the container after detonation on the tightening size

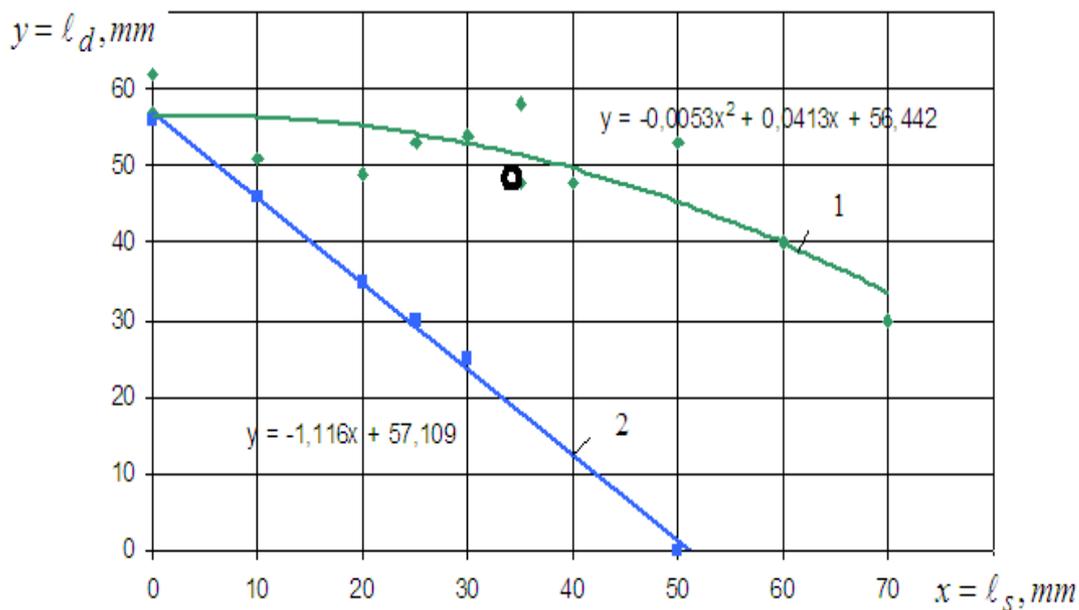


Fig. 4. Dependence of depth of a disk on the tightening size: 1 - in a daylight area; 2 - in the upper end of the charge.

Conclusion. The analysis of the given dependences (fig. 3–4) allows to arrive at the following conclusions:

- the recess of the vertical charge 70 mm ($\ell_s = 0$) long without vertical deepening, i.e. the placement of the contact end on a surface the magnitude of the disk sub-

mergence after detonating was comparable to the length of a charge and was approximately 60 mm;

- according to experimental conditions the possibility of sand blowout in the cavity top is almost excluded that is why the cavity infill occurred mainly on account of sand from the container that is confirmed by the disk submergence. Only in the bottom face part of the charge at 60 mm level and lower the cavity is spacefilled by its own soil under the influence of a pulsation (radial and axial).

- at a later stage, when the spacing interval increase between the disk and the upper end of the charge, the progressing of dependences $\Delta H(l_s)$ and $l_m(l_s)$ is identical, i.e. the magnitude of sand level lowering in the container is compared to the disk submergence in a cavity and these magnitudes reach zero point at depth of the tightening about 82 mm or more than $20d_3$ of the charge;

- hence, at such a recess the cavity is spacefilled with the ground located under the metal monitor disk. Soil which is pulled down from the container with value l_s does not reach the cavity and only confirms the deepening of the abovecavity block into the cavity with the force ≈ 50 mm. We arrive to the conclusion that in experimental conditions the most acceptable alternative to perform the combined technology is the placement of the upper end of the charge on the contact with the filler placed into the container;

- additional confirmation of the vertical pulsations importance for the cavity infill process is an experiment dotted on the dependence 1 (fig. 2) which is circuled. This experiment is conducted in the same conditions but sand can not deepen from the container. For this purpose sand in the container was separated from the basic massive at the level of its basis by a special bar. In this case at $l_s = 35$ mm the magnitude of the disk deepening practically did not differ from the same magnitude in the experiment where sand could fall down from the container. It means that soil in the container is not the main source of the pulsating process, and only supplies material for complete or partial infill of the cavity.

- the main conclusion from the carried experiments is the fact that time advance of the block movement over the charge towards the explosion chamber under the influence of vertically directional pulsations in comparison with horizontal movements of a massive.

Bibliography

1. N.V. Ivkina. Development of an Explosive Method of Stabilising soft floor through the piles – drains method: diss. ... Cand.Tech.Sci.: 05.15.09 / Natalia Valerievna Ivkina. – K, 1996. – 171 p.
2. R. Iomiolek. Consolidation of saturated soils through detonation of elongated charges / R. Iomiolek // The Bases, Foundations and a Soil mechanics. – 1992. – № 4. – p. 24–26.
3. P. L. Ivanov. Consolidation of Lowly Cohesive Soil through Explosions / P.L. Ivanov. – M: Earth Interior, 1983. – 230 p.
4. W.G. Krawiec. Metody wybuchowe budowy przeciwfiltracyjnych ekranów / W.G. Krawiec, L.I. Demeszczuk I. Parchański // Materiaty wybuchowe i technika strzelnicza. – Gliwice – Kraków. Agat – print. – Kraków. – 1993. – With. 185–195.
5. V.G. Kravets. Tehnological parameters of the explosive rupture and creation of structures “wall in soil” / V.G.Kravets, V.V.Vapnychna // Herald of NTUU “KPI”. “Mining”. – 2002. – Iss.7. – p. 95–98.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції 11.10.2012*

ЛАБОРАТОРИЯ EDUNET ПО ИЗУЧЕНИЮ ОСНОВ РАБОТЫ С ПРОГРАММИРУЕМЫМИ ЛОГИЧЕСКИМИ КОНТРОЛЛЕРАМИ ФИРМЫ PHOENIX CONTACT

Обоснована необходимость подготовки специалистов работы с программируемыми логическими контроллерами в высших учебных заведениях. Приведен обзор материальной базы лаборатории в рамках проекта EduNet. Описаны стенды, используемые в процессе обучения. Перечислены навыки, которые получает студент в ходе изучения курса.

Обґрунтовано необхідність підготовки фахівців роботи з логічними контролерами, що програмуються, у вищих навчальних закладах. Наведено огляд матеріальної бази лабораторії в рамках проекту EduNet. Описано стенди, що використовуються в процесі навчання. Перераховані навички, що одержує студент під час вивчення курсу.

Higher education training to work with programmable logic controllers necessity is justified. The review of the material base of laboratory under EduNet is done. Laboratory stands are described. The skills that a student receives in the course are listed.

Автоматизация технологического процесса увеличивает надежность, повышает производительность и уменьшает энергозатраты. Один из наиболее быстрых путей ее внедрения – это применение программируемых логических контроллеров (ПЛК), которые позволяют реализовать как централизованное, так и распределенное управление объектом. ПЛК являются одним из основных компонентов автоматической системы управления и способны решать разнообразные задачи, к которым можно отнести преобразование, обработку, хранение информации, поступающей от датчиков или других модулей, и выработку управляющих воздействий для исполнительных механизмов.

ПЛК широко используются как в простых системах, так и в сложных. Они могут представлять собой единое устройство или набор модулей, выполняющих разнообразные строго определенные в системе задачи. С учетом модульного подхода фирмы производители встраивают в ПЛК возможность взаимодействия по наиболее распространенным интерфейсам обмена информацией: RS-232, RS-485, CAN, Ethernet и другим [1].

Автоматизация процессов на основе ПЛК с использованием SCADA-систем (диспетчерское управление и сбор данных) дает возможность удаленно следить за ходом протекания процесса, используя экраны мониторов промышленных и пользовательских компьютеров или НМІ (человеко-машинный интерфейс) панели, а так же контролировать параметры и вести статистику.

Использование нового оборудования и программного обеспечения для автоматизации производственных процессов требует наличия высоко квалифицированных специалистов в этой области. За их подготовку отвечают кафедры автоматизации прикладных технических высших учебных заведений (ВУЗ).

При обучении специалистов данной области акцент делается на приобретении навыков программирования и внедрения ПЛК. Из лекционного курса студенты усваивают терминологию данной области и получают базовые знания

о структуре ПЛК и подходах при написании программного обеспечения. Практический курс знакомит непосредственно с физическими стендами и позволяет применить полученные знания для автоматизации реальных объектов.

Совместно с компанией “Phoenix Contact” на кафедре Автоматизации и компьютерных систем Государственного ВУЗ “Национального горного университета” в рамках проекта EduNet (международная сеть обучения) создана и оснащена учебная лаборатория для обучения студентов работе с ПЛК (Рис. 1).



Рис. 1. Учебная лаборатория по изучению основ работы с ПЛК

Материальная база, разработанная преподавателями кафедры, построена на базе ПЛК производства компании Phoenix Contact ILC 130 ETN основывается на обучении работы со следующими стендами:

- светодиодный куб;
- кодирование/декодирование на базе диска Грея;
- привод позиционирования электрораспределителя.

Структура стенда "светодиодный куб" приведена на рис. 2.

Размеры куба – 5х5х5 светодиодов, общее количество – 125. Светодиоды расположены по сетке, с шагом в два сантиметра во всех плоскостях. По слоям они соединены анодами, а по столбцам - катодами. Таким образом, куб представляет собой пять независимых слоев, и двадцать пять столбцов. Данная ре-

лизация позволяет включить любой из ста двадцати пяти светодиодов путем подключения нужного слоя и столбца к источнику постоянного питания напряжением 5 В.

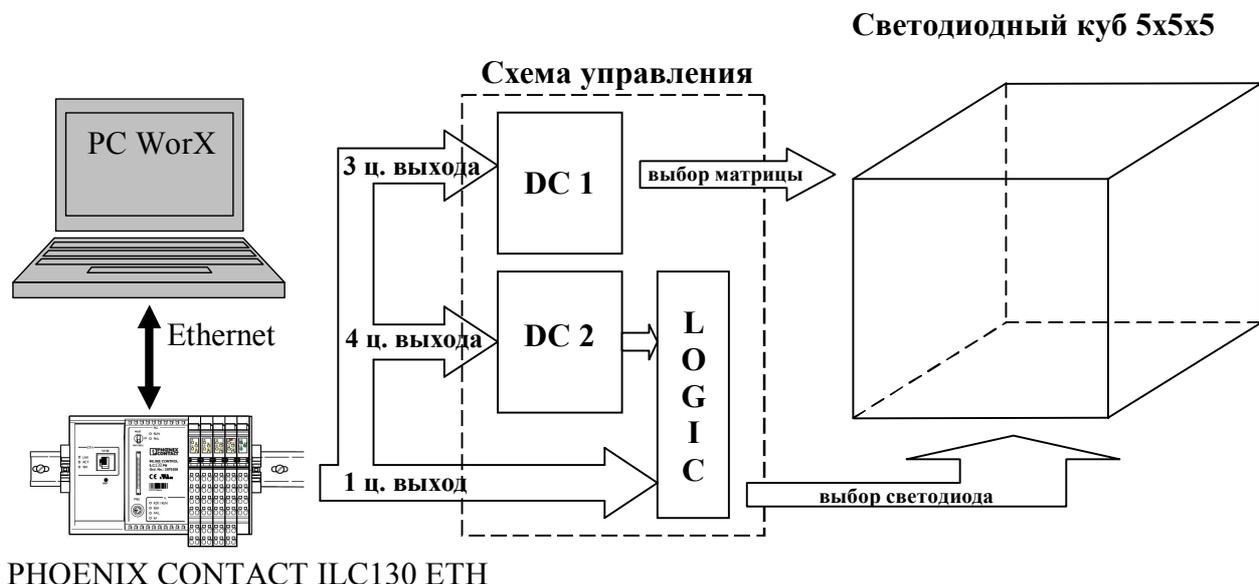


Рис. 2. Структура стенда цифрового управления светодиодным кубом

Для управления светодиодным кубом требуется тридцать цифровых выходов, пять из которых будут управлять слоями, а двадцать пять – столбцами. Однако контроллер ILC 130 ETH имеет только 4 встроенных цифровых выхода и 4 дополнительных цифровых выхода на модуле расширения (реализация для лаборатории) – всего 8. В связи с этим, управление светодиодным кубом выполнено на основе динамической индикации. Для этого в стенд интегрирована схема согласования, обеспечивающая работу с объектом управления через 8 цифровых входов.

В ходе выполнения работы студент на практике изучает принципы динамической индикации на основе цифрового управления, а также подходы применения программных таймеров и счетчиков.

Структура стенда "кодирование/декодирование на базе диска Грея" представлена на рис. 3.

Базовые компоненты стенда – это дисковые трехбитные энкодеры, организованные на основе использования трех щелевых датчиков и кодирующего диска. Первый диск приводится в движение вручную, посредством редуктора, а комбинация на втором выставляется с помощью шагового двигателя, управление которым осуществляется посредством платы драйвера. Работа с энкодерами базируется на использовании формирующих комбинаций трехпозиционного бинарного кода Грея.

В ходе выполнения работы студент на практике изучает использование энкодеров и особенности цифрового управления шаговым двигателем, а также получает практические навыки применения программного таймера при опросе входных сигналов.

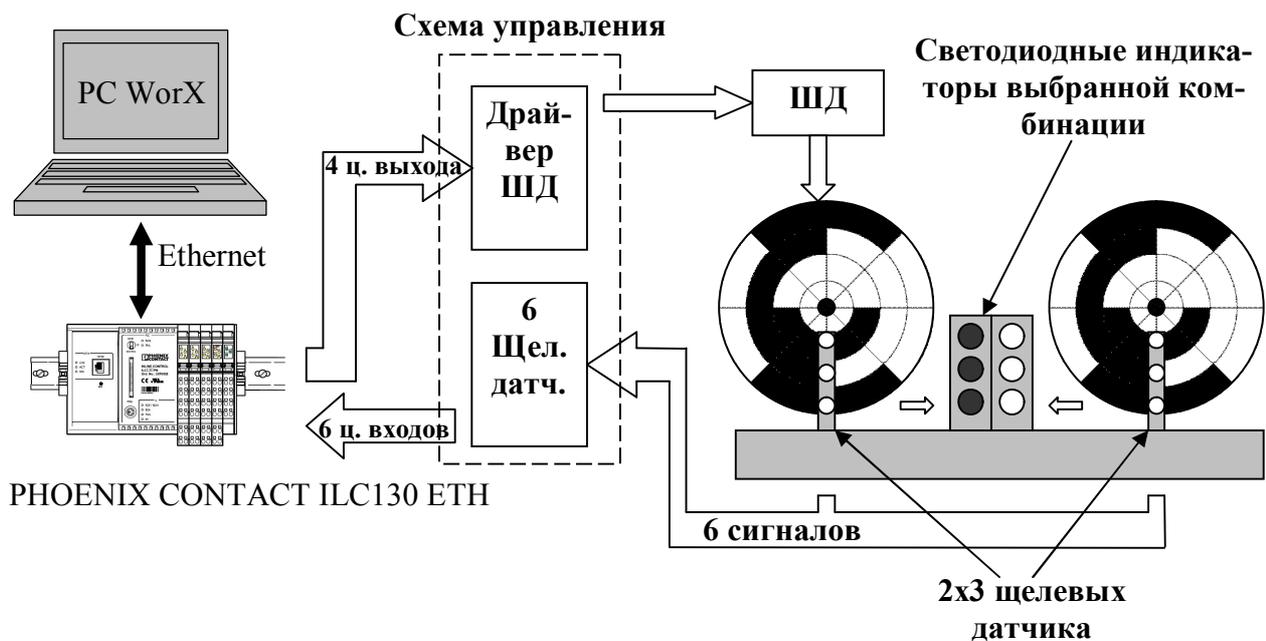


Рис. 3. Структура стенда цифрового управления шаговым двигателем на основе кодирующего диска Грея

Структура стенда «привод позиционирования электрораслонки» представлена на рис. 4.

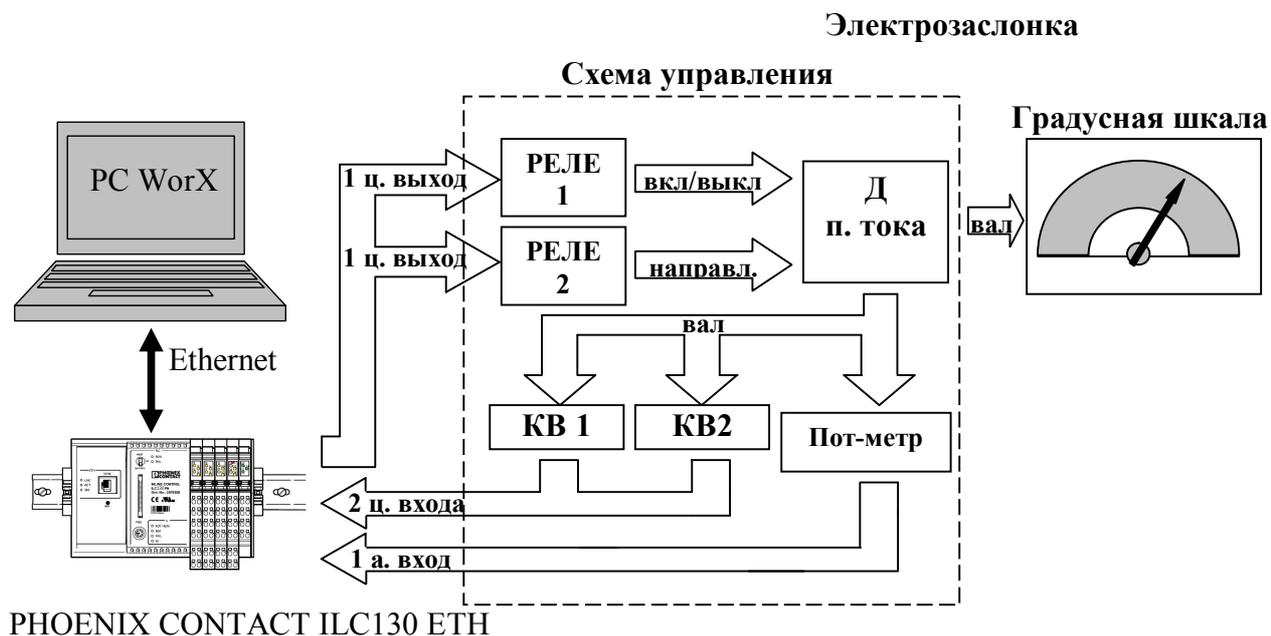


Рис. 4. Структура стенда управления электрораслонкой

В физической модели заслонка, как таковая, отсутствует, вместо нее на вал двигателя закреплена стрелка, демонстрирующая угол поворота.

В основе стенда лежит двигатель постоянного тока. Реверс осуществляется сменой полярности питания обмотки возбуждения якоря двигателя. Напряжение на обмотку возбуждения поступает с обмотки статора через щетки на коллектор.

Управление стендом осуществляется по двум сигналам. Оба заведены на электромеханические реле. Одно включает/отключает питание обмотки статора. Второе реле переключает полярность обмотки возбуждения, тем самым, меняя направление движения вала. Ограничения угла поворота вала реализованы внутрисхемно. Максимальное допустимое отклонение от шкалы составляет 5 градусов. При достижении этого лимита срабатывает концевой выключатель, отключая обмотку возбуждения от питания. Для определения достижения одного из крайних положений на управляющем контроллере, сигналы с концевых выключателей выведены в качестве выходных. Еще один сигнал, возвращаемый со стенда, – напряжение, поступающее с закрепленного на валу двигателя потенциометра.

В ходе выполнения работы студент на практике изучает особенности управления двигателем постоянного тока и получает практические навыки обработки аналоговых сигналов.

Программирование контроллеров PHOENIX CONTACT ILC130 ETH выполняется в среде PC WORX 6.00.25 поддерживающей стандарты МЭК 61131 и языки [2]:

- лист инструкций (IL);
- язык диаграмм функциональных блоков (FBD);
- язык релейных диаграмм (LD);
- редактор релейно-лестничной логики, фиксированный формат (FFLD);
- язык последовательных функциональных схем (SFC);
- язык структурированного текста (ST).

Для мониторинга и управления объектами согласно заданию разрабатываются SCADA интерфейсы в среде Visu+ (Рис. 5).

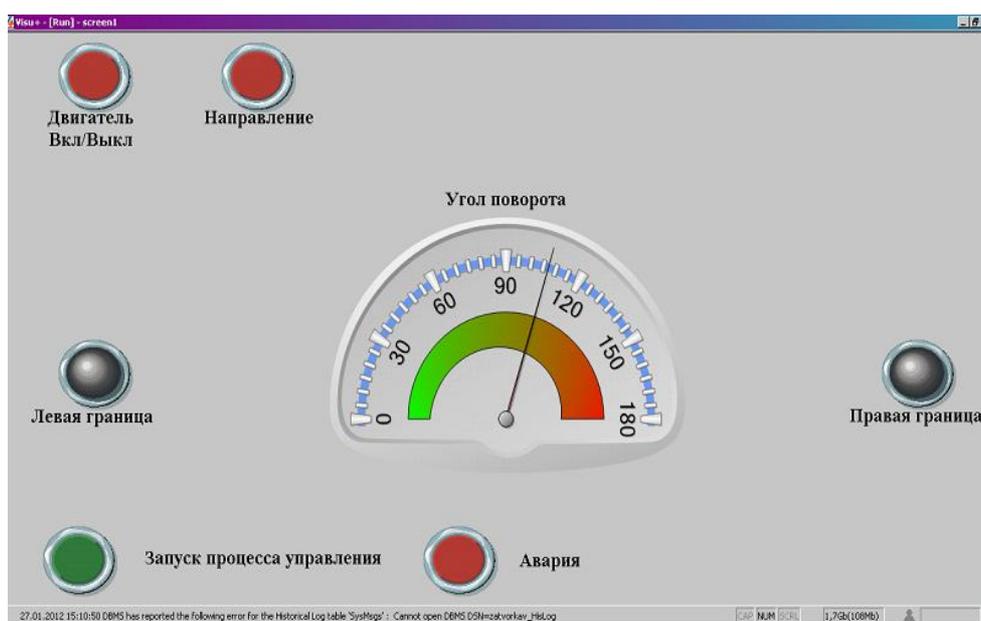


Рис. 5. SCADA интерфейс для лабораторного стенда управления электрозаслонкой

В процессе выполнения лабораторных работ студенты:

- изучают принципы подключения датчиков и исполнительных механизмов;
- изучают архитектуру контроллера;
- осваивают интегрированную среду разработки программного обеспечения для ПЛК PC WORX 6.00.25;
- проектируют графы состояний, описывающие работу программного обеспечения;
- осваивают язык FBD;
- выполняют в среде отладку программ;
- проверяют адекватность разработанного программного обеспечения на стенде с визуализацией процесса работы системы управления с помощью “Visu+”.

В дальнейшем предполагается расширение материальной базы путем введения в учебный процесс новых стендов, а также реализация на основе объектов WEB-лаборатории.

Список литературы

1. Минаев И. Г. Программируемые логические контроллеры: практическое руководство для начинающего инженера. / Ставрополь «Аргус» 2009 г.
2. Петров И.В. Программируемые контроллеры. Стандартные языки и инструменты. / Под. ред. проф. В.П. Дьяконова. – М.: СОЛОН-Пресс, 2003. – 256 с.: ил.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 10.10.2012*

УДК 658.5.12.011.56(07)

© А.П. Егоров, М.Ю. Кузьменко, В.Н. Куваев, В.Я. Хижняк

АНАЛИЗ ПОТЕРЬ ГОДНОГО МЕТАЛЛА В ОБРЕЗЬ И СИСТЕМ ОПТИМАЛЬНОГО РАСКРОЯ

Приведена классификация автоматических систем раскроя, рассмотрены проблемные вопросы раскроя проката, проведен анализ потерь при производстве проката на непрерывных мелкосортных станах.

Наведена класифікація автоматичних систем розкрою, розглянуті проблемні питання розкрою прокату, проведений аналіз втрат при виробництві прокату на безперервних мілкосортних станах.

In this article classification of automatic cutting systems is shown, problematic questions of cutting rolling were reviewed and on analysis of losses when producing rolling at continuous light-section mills was held.

Снижение отходов годного металла в обрезь при раскросе проката – одна из наиболее актуальных задач оптимизации операций в прокатном производстве, имеющая большое значение, так как затраты на металл составляют 80-95 %

в себестоимости прокатной продукции. Потери в виде концов и обрезки достигают 70-80 % всех потерь и отходов металла в прокатных цехах, поэтому в настоящее время уделяется большое внимание мероприятиям, направленным на снижение расходных коэффициентов [1].

Решение задач оптимального раскроя проката на современных станах основывается на использовании средств промышленной автоматики и вычислительной техники.

Понятие «оптимальный раскрой» обычно ограничивают лишь представлением об операции разделения какого-нибудь продукта на части с минимальным остатком. В прокатном производстве проблема оптимального раскроя охватывают, кроме порезки проката, ряд сложных операций переработки слитка в конечный продукт. При этом рассмотрение вопроса о оптимальности раскроя проката в условиях лишь одного звена технологической цепи, например только на блюминге, без определения эффективности переработки полученных заготовок при последующем переделе их, всегда приводит к грубым экономическим просчетам [2].

Классификация и характеристика автоматических систем оптимального раскроя проката. Классификация АСРР может быть выполнена на основе нескольких признаков, как показано на рис. 1.

Характер требований к получаемому в результате раскроя прокату, т.е. необходимость дозирования его по длине или по массе, определяется видом автоматизируемого производства (заготовочного или передельного), который и принят в качестве первого классифицирующего признака.

Способы получения информации о параметрах раскраиваемого проката существенно зависят от производства заготовок на МНЛЗ и заготовочных станах.

Третий классифицирующий признак – способ удовлетворения требований заказа – определяет вид алгоритма для расчета программы раскроя. Структура и функции управляющей вычислительной АСРР, в основном, определяются:

- характером ограничений на параметры получаемых при раскросе частей: возможны ограничения по массе или по длине;
- требованиями заказа к раскрою: должны быть получены мерные части;
- количеством позиций заказа, которые должны быть удовлетворены при раскросе: различают раскрой на части одного или нескольких заказов.

Системы рационального раскроя можно классифицировать также по способу определения параметров раскраиваемого проката, который принят в качестве четвертого классифицирующего признака.

В прокатном производстве к настоящему времени накоплен довольно большой опыт по разработке и эксплуатации автоматических систем оптимального раскроя проката для отдельных видов станов.

На подход к вопросу оптимизации раскроя на заготовочных станах оказывает влияние форма взаиморасчетов между производителем и потребителем заготовок, характеризующаяся отсутствием в настоящее время единого критерия эффективности оптимальности раскроя. На сегодняшний день вопрос оптимальности раскроя для непрерывно-заготовочного и мелкосортного станов решаются не независимо друг от друга. Если удастся отследить движение заго-

товки, которая идет под определенный заказ, то учитывая будущий сортамент продукции можно раскроить заготовку так, что ее масса будет пропорциональна массе мерных полос после МС. Алгоритм сквозного раскроя основан на определении требуемой длины штанги после заготовочного стана, кратной количеству полос на МС, длины которых кратны целому количеству мерных длин. Характерно, что требования к точности размеров заготовок определяются посредством системы допусков.

Интересы заготовочного стана выражаются в желании снизить отходы в обрезь, и обеспечить полное использование длины раската путем безотходного раскроя, для чего применяется при раскрое варьирование длины заготовок в пределах поля допусков. Заметим, что безотходный раскрой на заготовочном стане всегда можно считать рациональным при получении заготовок, предназначенных для производства немерных изделий.

С другой стороны, для потребителя заготовок, выполняющего на передельном стане заказ на мерную продукцию, с целью уменьшения количества обрезки при раскрое полосы готового профиля выгодно получать заготовки с минимальной вариацией массы.

Находящиеся в эксплуатации системы управления раскроем на заготовочных станах имеют существенный недостаток – раскрой на мерные заготовки производится без учета разброса величины площади поперечного сечения раската.

Это приводит, как указывалось выше, к вариации массы заготовок и, следовательно, к потерям металла в обрезь при их переделе на мерную продукцию. Поэтому с точки зрения интересов передельного стана, поле допусков на размеры мерных заготовок должно быть предельно сужено. В результате встречных требований заготовочного и передельного станов допуски на заготовки обычно устанавливаются некоторыми средними, компромиссными.

Такая традиционная схема взаимоотношений между поставщиком и потребителем заготовок (за исключением случаев, когда допуски на их размеры оговариваются особыми условиями или ГОСТом) несовершенна, однако, как видно из изложенного материала, она определила выбор критериев рациональности раскроя при создании многих АСРР. Теоретические вопросы назначения допусков на передельные заготовки практически не изучены с точки зрения минимизации суммарных потерь по всему прокатному переделу, следствием чего является недостаточная обоснованность технических требования к АСРР. В условиях рыночной экономики, вопрос о требованиях к параметрам передельных заготовок стоит гораздо остро. В данной ситуации необходимо рассматривать системы оптимального раскроя не по отдельности для каждого из станов, а в целом. Выкраивая заготовку нужно учитывать сортамент конечного продукта, что позволит в конечном счете увеличить количество мерных длин готового продукта. Одним из вариантов такой задачи является задача оптимального линейного раскроя материалов, в рассматриваемом случае – сквозной раскрой металлопроката.

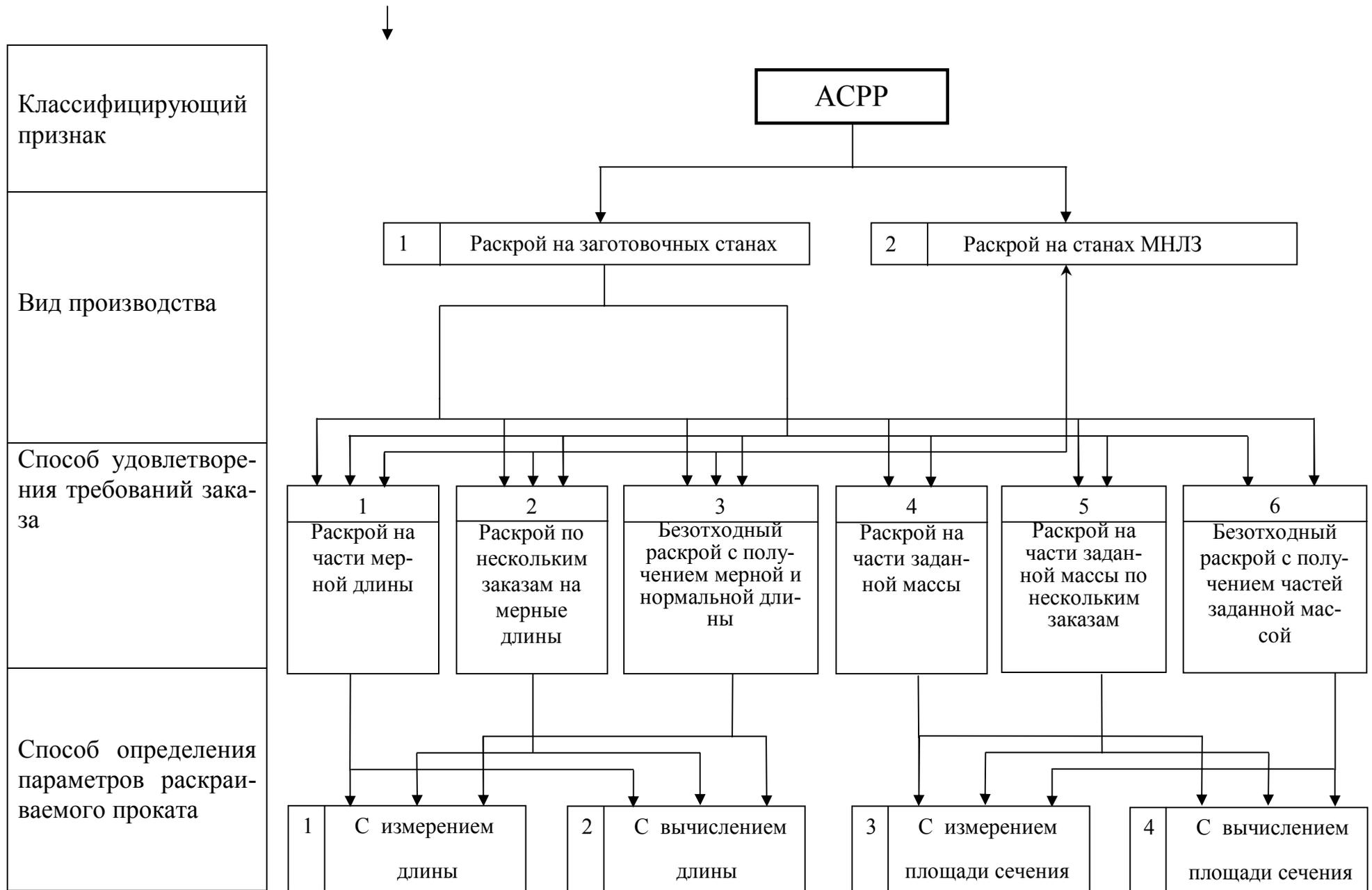


Рис. 1. Классификация автоматических систем рационального раскроя проката

Анализ потерь при производстве передельных заготовок на заводе «Арселор Миттал Кривой Рог». При выполнении мелкосортным станом 250 заказов на изготовление сортового проката мерной длины для уменьшения потерь годного металла в обрезь желательное использование заготовок с минимальной дисперсией массы. Однако на ножницах непрерывно-заготовочном стане 730/500 передельные заготовки дозируются по длине. При этом считается, что выполнение допусков на размеры поперечного сечения и длину заготовок должно обеспечивать требуемую точность их дозирования по массе.

Так как фактическая величина площади поперечного сечения и длина заготовок непостоянна, то их масса в ряде случаев отличается от номинального значения. Чтобы частично избежать этого, установлен положительный допуск на длину заготовки, а положительные допуски на размеры поперечного сечения (+3 мм) превышает отрицательные (-2 мм).

На величину поперечного сечения и длину заготовок оказывают влияние большое количество случайных факторов, поэтому для анализа потерь производства за счет раскройных операций целесообразен вероятностный подход [3]. Рассматривая массу заготовки как случайную величину, можно определить диапазон ее возможных значений:

$$\begin{aligned} G_{\text{мин}} &= \gamma(L_n - \Delta L_2)F_{\text{мин}} \\ G_{\text{макс}} &= \gamma(L_n + \Delta L_1)F_{\text{макс}} \end{aligned}$$

где γ – плотность металла; L_n – номинальная длина заготовки; $+\Delta L_1, -\Delta L_2$ – допуски на длину заготовки; $F_{\text{мин}}, F_{\text{макс}}$ – предельные значения площади поперечного сечения.

Длина полосы, полученной после прокатки заготовки на передельном стане, должна определяться с учетом вариации площади ее поперечного сечения. Если погонная масса полосы ограничена допустимыми величинами $g_{\text{пм.мин}}$ и $g_{\text{пм.макс}}$, то длина годной части раскраиваемой полосы всегда будет находиться между значениями:

$$\begin{aligned} L_{\text{мин}} &= \frac{G_{\text{мин}}}{g_{\text{пм.макс}}(1+k_y)} - l_k \\ L_{\text{макс}} &= \frac{G_{\text{макс}}}{g_{\text{пм.мин}}(1+k_y)} - l_k \end{aligned}$$

где k_y – коэффициент угара в нагревательных печах; l_k – нормативная величина суммарной обрезки обоих концов полосы.

При нормальном распределении случайной величины L , принимая доверительную вероятность 0,997, математическое ожидание и среднее квадратическое отклонение можно определить по формулам [4]:

$$\begin{aligned} M[L] &= \frac{1}{2}(L_{\text{макс}} + L_{\text{мин}}) \\ \sigma[L] &= \frac{1}{6}(L_{\text{макс}} - L_{\text{мин}}) \end{aligned}$$

Плотность распределения величины L , которую в дальнейшем будем называть длиной полосы, имеет вид:

$$f(L) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma[L]} \exp \left\{ -\frac{1}{2} \left(\frac{L - M[L]}{\sigma[L]} \right)^2 \right\}$$

Пусть из каждой полосы должно выкраиваться n изделий мерной длины L_M . Если частное значение L_i попадает диапазон от L_1 до $L_n = nL_M$, то из нее будет получено $(n-1)$ мерных изделий. При этом ожидаемые потери металла в единицах длины, определяемые величиной заштрихованной области A , могут быть найдены по формуле

$$L_A = \sum_{i=1}^k [\bar{L}_i - (n-1)L_M] P(L_i < L < L_{i+1}),$$

где k – число частичных интервалов, на которые для упрощения вычислений разбивается участок (L_1, L_n) ; \bar{L}_i – средняя длина полосы в i -ом частичном интервале, ограниченном значениями L_i и L_{i+1} .

Для вычисления вероятного количества обрезки, соответствующего каждому i -му частичному интервалу, целесообразно воспользоваться разложением:

$$\frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma[L]} \int_{L_i}^{L_{i+1}} \exp \left[-\frac{1}{2} \left(\frac{L - M[L]}{\sigma[L]} \right)^2 \right] dL = \frac{1}{\sqrt{\pi}} \left[x - \frac{x^3}{1!3} + \frac{x^5}{2!5} - \frac{x^7}{3!7} + \dots + (-1)^n \frac{x^{2n+1}}{n!(2n+1)} \right]_{L_i}^{L_{i+1}}$$

где $x = \frac{L - M[L]}{2\sigma[L]}$.

Формулу для ожидаемого количества отходов, определяемого областью A (рис. 2), можно представить в следующем виде:

$$L_A = \frac{1}{\sqrt{\pi}} \sum_{i=1}^{k-1} [\bar{L}_i - (n-1)L_M] \frac{L_{i+1} - L_i}{\sqrt{2}\sigma[L]} - \frac{1}{1!3(\sqrt{2}\sigma[L])^3} [(L_{i+1} - M[L])^3 - (L_i - M[L])^3] + \frac{1}{2!5(\sqrt{2}\sigma[L])^5} [(L_{i+1} - M[L])^5] + \dots$$

где

$$L_i = \frac{1}{k} [(k-i+1)M[L] + (i-1)(L_n + 3\sigma[L]) - 3k\sigma[L]],$$

$$L_{i+1} = \frac{1}{k} [(k-i)M[L] + i(L_n + 3\sigma[L]) - 3k\sigma[L]],$$

$$\bar{L}_i = \frac{1}{2k} \{ [2(k-i+1)] + (2i-1)(L_n + 3\sigma[L]) - 6k\sigma[L] \}.$$

Для определения количества отходов, характеризуемых величиной области B , диапазон (L_n, L_2) разбивается на m частичных интервалов длиной

$$I_L = \frac{M[L] + 3\sigma[L] - L_n}{m}$$

При необходимости выполнения единичного анализа производства расчет вероятного количества отходов удобно выполнять, используя таблицы для интегральных форм нормального распределения.

С учетом выражений для границ и средних значений частичных интервалов суммарная ожидаемая длина обрезки может быть найдена по приближенной формуле:

$$L_0 = \frac{1}{2\sqrt{\pi}k} \sum_{i=1}^{k-1} \{[2(k-i) + 1]M[L] + [2n(i-k) + 2k - n]L_M + 3[2(i-k) - 1]\sigma[L]\} \cdot$$

$$\cdot \frac{nL_M - M[L] + 3\sigma[L]}{\sqrt{2k\sigma[L]}} + \frac{1}{2\sqrt{\pi}m} \sum_{i=1}^{m-1} \{2n(r-i)L_M + (2i-1)M[L] + 3(2i-1)\sigma[L]\} \cdot$$

$$\cdot \frac{M[L] + 3\sigma[L] - nL_M}{\sqrt{2m\sigma[L]}}$$

Выразив вероятность $P(L_i < L < L_{i+1})$ через нормальную функцию распределения, получим:

$$L_A = \sum_{i=1}^k [\bar{L}_i - (n-1)L_M] \left[\Phi_1^* \left(\frac{L_{i+1} - M[L]}{\sigma[L]} \right) - \Phi_2^* \left(\frac{L_i - M[L]}{\sigma[L]} \right) \right]$$

Аналогично находится количество обрезки полос длиной от L_H до L_2 :

$$L_B = \sum_{j=1}^k [\bar{L}_j - nL_M] \left[\Phi_1^* \left(\frac{L_{j+1} - M[L]}{\sigma[L]} \right) - \Phi_2^* \left(\frac{L_j - M[L]}{\sigma[L]} \right) \right],$$

где \bar{L}_j - среднее значение длины в j -том интервале.

Суммарная ожидаемая длина обрезки:

$$L_0 = L_A + L_B$$

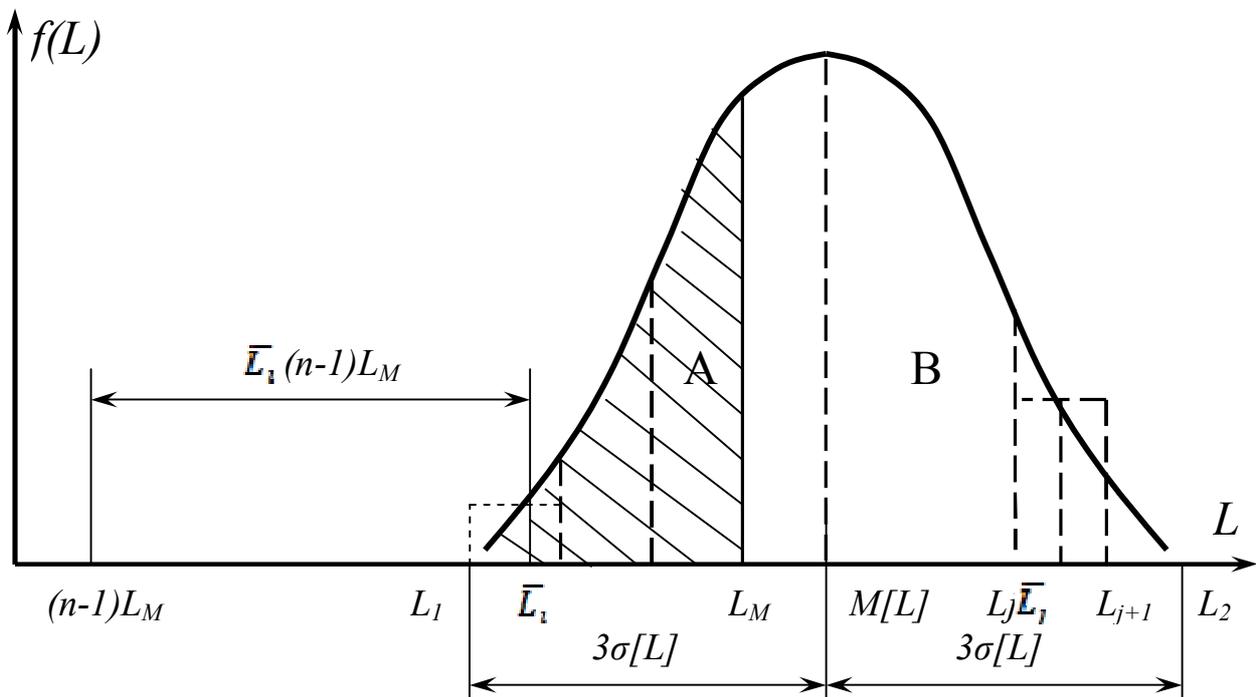


Рис. 2. Схема образования отходов при раскросе полосы на мерные части

Масса обрезки g_0 может быть ориентировочно определена как $g_{\text{пм}}L_0$, а стоимость должна подсчитываться дифференцировано в зависимости от длины.

Приведенный способ расчета позволяет оценить рациональность существующего порядка раскроя путем сравнения ожидаемого количества обрезки и потерь производства в стоимостном выражении при различных комбинациях значений $M[L]$ и $\sigma[L]$.

В настоящее время существующие безотходные системы раскроя заготовки на ножницах стана 500 обеспечивают выдачу пакетов с длинами штанг в пределах 10,5- 11,7 метров. Кроме того, разброс длин штанг в пакете достигает 15 см. Подобный раскрой приводит к образованию немерных длин при раскрое готовой продукции на МС станах СПЦ1. Как показывают расчеты, количество отходов по этой причине составляет порядка 1,3 % годового выпуска продукции (рис.3. а, б).

В случае применения системы сквозного раскроя, отходы металла значительно снижаются (рис. 3. в, г).

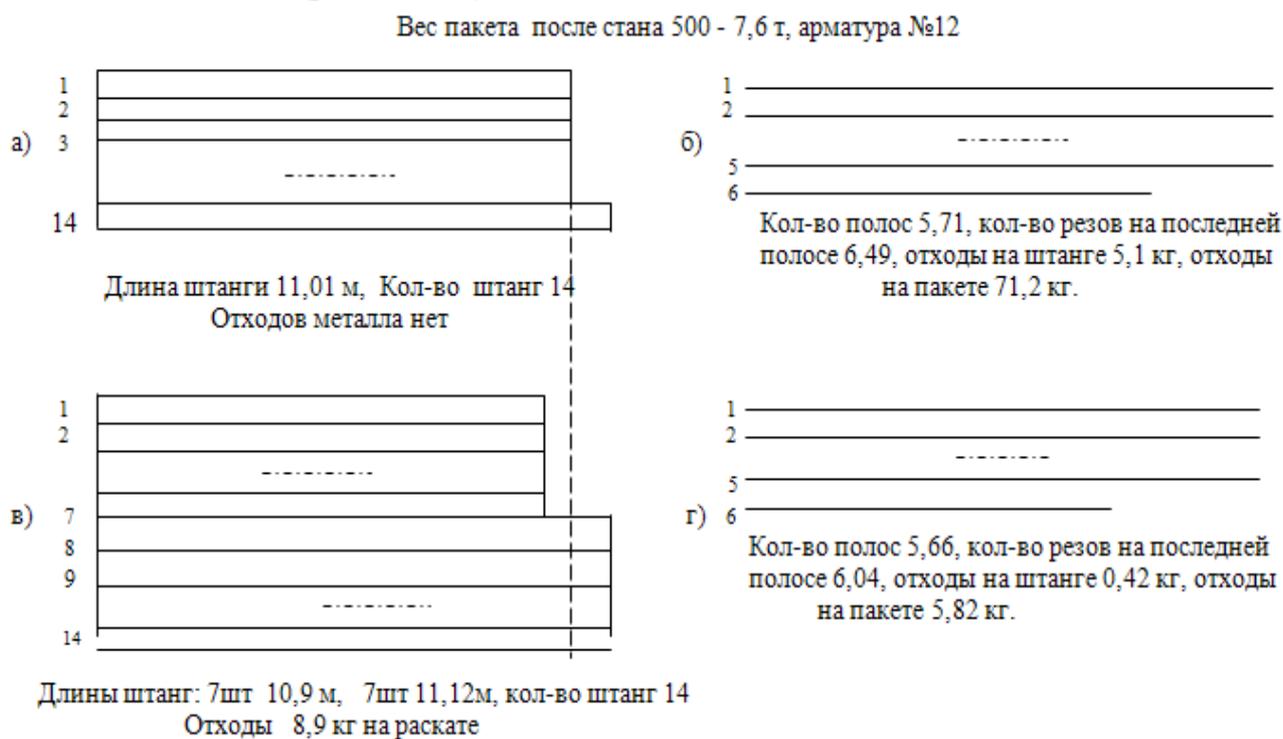


Рис. 3. Результаты расчета существующего и сквозного раскроя:
а) существующий раскрой на блюминге 1; б) существующий раскрой на МС стане; в) сквозной раскрой на блюминге 1; г) сквозной раскрой на МС стане

Список литературы

1. Чекмарев А.П. Точная прокатка. – М.: Гостехиздат УССР, 1952. – 186 с.
2. Губарь Е.Н., Жилиев К.И., Гордневский В.И. Производство и сдача проката по теоретическому весу. – К.: Техніка, 1974. – 252 с.
3. Чернышов А.Н., Ефимов В.Б. Вероятностный метод расчета оптимальных параметров заготовок. –Д.: Металлургия, 1970. – 272 с.
4. Венцель Е.С., Овчаров Л.А. Теория вероятностей и ее инженерные приложения. – М.: Наука. Гл.ред.физ.-мат. л-ры., 1988. – 480 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 10.10.2012*

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В СИСТЕМЕ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ ДОЗИРОВАНИЯ КОМПОНЕНТОВ КОМБИКОРМОВ

В статье разрабатывается имитационная модель системы автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов. На основе модели исследуются переходные процессы на выходе системы.

В статті розробляється імітаційна модель системи автоматичного керування технологічним процесом дозування компонентів комбікормів. На основі моделі досліджуються перехідні процеси на виході системи.

The imitation model of the automatic system of control by the dispensing process of feed ingredients is developed in the article. On the basis of the model the transient processes are investigated.

Вступление: для предприятий пищевой и перерабатывающей промышленности производительность труда и эффективность производства во многом определяются степенью автоматизации технологических процессов. Повышение производительности и эффективности производства достигается за счет частичного или полного исключения человеческого фактора, благодаря чему реализуется более точное управление технологическим процессом на основе сбора и анализа информации о сырьевых потоках и качестве продукции.

Система автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов является частью АСУ ТП производства комбикормов. Система выполняет функцию автоматического управления процессом заполнения бункера-дозатора дозируемым материалом. Приемлемыми считаются следующие показатели работы системы [1]:

- относительная ошибка дозирования компонентов комбикормов не должна превышать 0,7%;
- с целью повышения производительности труда длительность переходного процесса должна быть минимальной.

Последние достижения: в статье [1] разработана имитационная модель системы автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов, которая реализована в приложении математического пакета Matlab «Simulink». На основе данной имитационной модели проведены исследования переходных процессов на выходе системы. Однако, в статье [1] рассмотрен только случай падения дозируемого материала с питателя в бункер-дозатор в виде «падающего столба», недостаточно обоснованы зависимости параметров модели от конструктивных параметров питателя и бункера-дозатора, а также не исследовано влияние изменения параметров модели на качество переходного процесса на выходе системы.

В связи с этим авторами статьи **поставлена цель:**

- усовершенствовать имитационную модель системы автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов, добавив новый конструктивный компонент «трубу» между питателем и

бункером-дозатором и введя в модель дополнительную транспортную задержку при транспортировании материала по трубе;

- рассчитать параметры имитационной модели системы с учетом конструктивных параметров элементов системы и особенностей их режимов работы;
- провести исследование зависимости качества переходного процесса от изменений параметров имитационной модели системы.

Изложение основного материала исследований. Элементами системы автоматического управления (САУ) технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов являются: блок управления на базе микропроцессора (см. рис.1), преобразователь частоты напряжения питания электродвигателя привода питателя, привод питателя, шнековый питатель, труба, бункер-дозатор, тензодатчики, сумматор-усилитель сигналов от тензодатчиков.

В шнековый питатель материал подается из расходного бункера через его регулируемый затвор. Далее он транспортируется лопастями шнека и выгружается в трубу, через которую попадает в бункер дозатор. В местах крепления бункера-дозатора установлены три тензодатчика, с помощью которых фиксируется масса дозируемого материала в бункере. После усиления в блоке «сумматор-усилитель» усредненный сигнал с тензодатчиков вводится в микропроцессор блока управления.

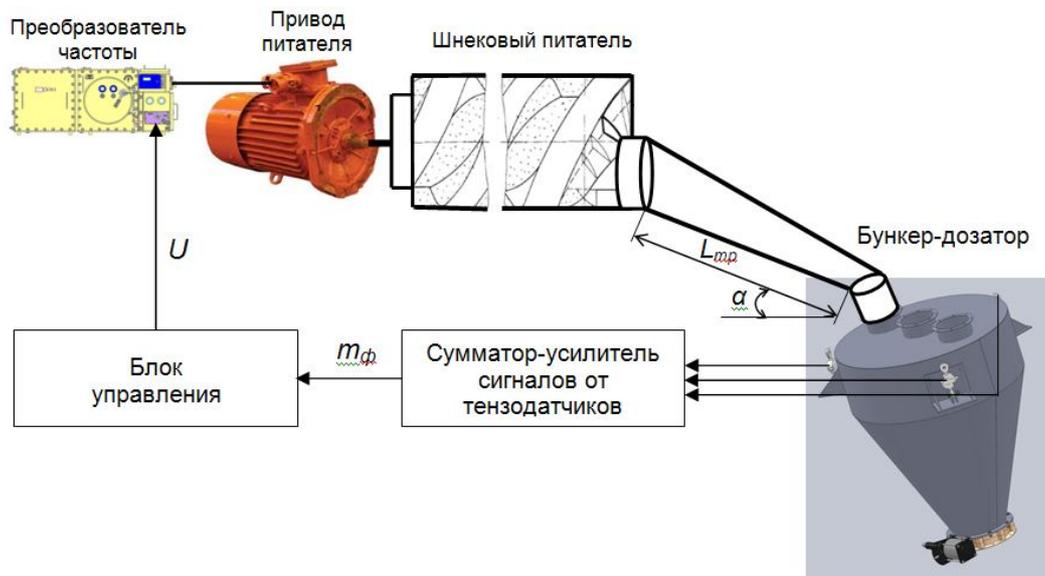


Рис. 1. Функциональная схема системы автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов

Таким образом, по замкнутому контуру происходит автоматическое управление процессом заполнения бункера дозируемым материалом посредством регулирования скорости вращения шнека питателя. Управляющий сигнал с блока управления на преобразователь частоты формируется в функции отклонения фактической массы дозируемого материала в бункере от заданной (см. рис. 1):

$$U = f(m_3 - m_\phi)$$

где U – управляющий сигнал с блока управления, Гц; m_3 и m_ϕ – соответственно заданная и фактическая масса дозируемого материала в бункере, кг.

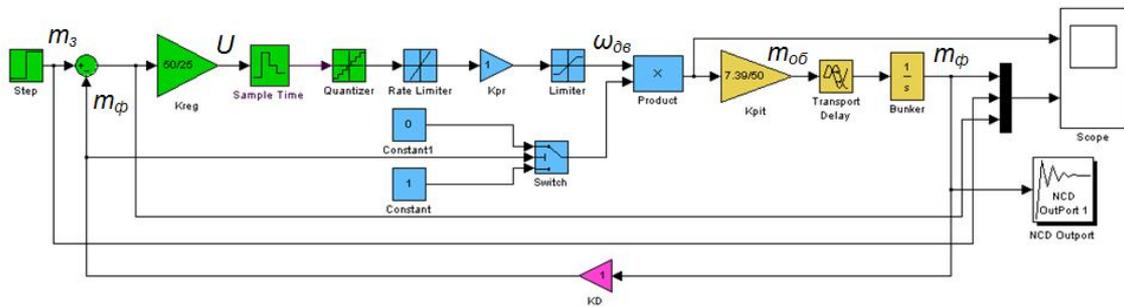


Рис. 2. Имитационная модель системы автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов в приложении «Simulink»

Зеленым цветом представлены блоки, имитирующие работу блока управления (с позиции исследования динамических свойств). В блоке «Kreg» задается коэффициент усиления регулятора (используется П-регулятор). Блоки «Sample Time» и «Quantizer» осуществляют квантование управляющего сигнала соответственно по времени (шаг квантования принят 1 с) и по уровню (шаг квантования принят 1 Гц), реализуя дискретное управление двигателем питателя. С помощью блока «Step» формируется заданное значение массы дозируемого материала в бункере m_3 .

Блоки синего цвета модулируют работу преобразователя частоты. Коэффициент усиления преобразователя частоты равен единице (задается в блоке «Kpr»), поскольку номинальная скорость вращения вала двигателя питателя (50 об/с) равна номинальной частоте напряжения в сети питания (50 Гц). С целью предотвращения резких перепадов моментов сопротивлений в механических частях редуктора привода питателя в переходных режимах в преобразователе частоты предусмотрено ограничение скорости изменения во времени управляющей величины (задано в блоке «Rate Limiter» на уровне 50 Гц/с). Блок «Limiter» ограничивает диапазон изменения скорости вращения вала двигателя питателя: от 0 до 50 об/с. Блок «Switch» имитирует отключение двигателя привода питателя от сети питания при уменьшении ошибки дозирования ниже заданного уровня (0%).

Блоки желтого цвета имитируют работу объекта управления: блок «Kpit» является динамической моделью питателя, блок «Transport Delay» имитирует транспортное запаздывание при транспортировании материала по трубе и его падении в бункер-дозатор. Блок «Bunker» на основе интегратора имитирует процесс накопления в бункере дозируемого материала.

Сумматор-усилитель сигналов от тензодатчиков и сами тензодатчики заданы в виде усилительного звена «KD» с коэффициентом усиления, равным единице.

Расчет коэффициента усиления регулятора веса K_{reg} осуществляется для минимальной заданной массы дозируемого материала в бункере $m_{3,min}=25$ кг:

$$K_{reg} = \frac{U_{max}}{m_{з. min}} = \frac{50}{25}, \text{ Гц/кг},$$

где U_{max} – максимальное значение управляющей величины на выходе регулятора веса, Гц.

При увеличении заданной массы дозируемого материала в бункере на выходе регулятора веса сформируется управляющий сигнал больше 50 Гц, однако за счет блока ограничения диапазона «Limiter» скорость вращения вала двигателя питателя не превысит 50 об/с. Это приведет только к увеличению времени, в течение которого вал двигателя будет вращаться с максимальной скоростью, что соответствует работе питателя с максимальной производительностью.

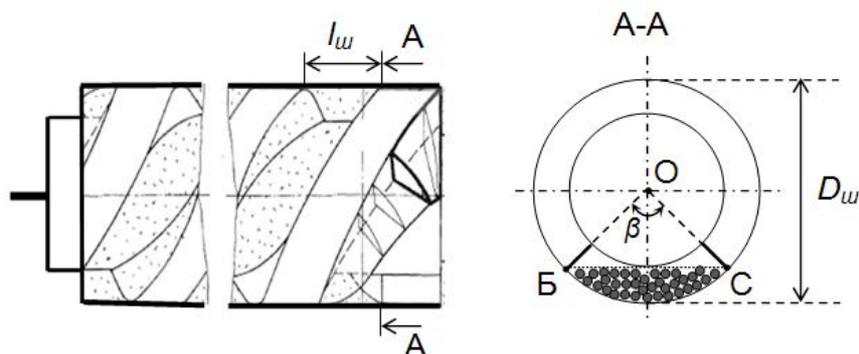


Рис. 3. Конструктивная схема шнекового питателя

Для вычисления коэффициента усиления шнекового питателя K_{pit} необходимо определить массу дозируемого материала, который выгружается в трубу за один оборот шнека. С этой целью определим объем пространства между лопастями шнека, которое заполняется дозируемым материалом. Чтобы коэффициент усиления питателя в течение переходного процесса не изменялся в широком диапазоне, необходимо угол поворота затвора расходного бункера изменять в функции скорости вращения шнека питателя (вала двигателя привода), обеспечивая постоянное значение усредненного угла заполнения пространства дозируемым материалом между лопастями шнека. Стабилизируемый усредненный угол заполнения пространства между лопастями шнека материалом β выбирается по максимальной транспортирующей и погрузочной способности питателя (для минимизации длительности переходного процесса). В статье для питателя диаметром D_w , равным 0,6 м., угол β выбран на уровне 100° .

Рассчитаем площадь треугольника ОВС.

$$S_{\Delta} = \left(\frac{D_w}{2}\right)^2 \cdot \sin\left(\frac{\beta}{2}\right) \cdot \cos\left(\frac{\beta}{2}\right) = 0,044, \text{ м}^2.$$

Далее определим площадь поперечного сечения пространства между лопастями шнека питателя, заполненного дозируемым материалом:

$$S_3 = \pi \cdot \left(\frac{D_w}{2}\right)^2 \cdot \frac{\beta}{360} - S_{\Delta} = 0,034, \text{ м}^2.$$

Учитывая, что расстояние между лопастями шнека питателя $l_{ш}$ равно 0,27 м, определим объем пространства между лопастями шнека, которое заполнено дозируемым материалом:

$$V_3 = S_3 \cdot l_{ш} = 0,00924, \text{ м}^3.$$

Приняв насыпную плотность дозируемого материала ρ равной 800 кг/м³, вычислим массу дозируемого материала, который выгружается в трубу за один оборот шнека:

$$m_{об} = V_3 \cdot \rho = 7,39, \text{ кг}.$$

С учетом коэффициента передачи редуктора привода питателя (шнек питателя вращается со скоростью 1 об/с), коэффициент усиления шнекового питателя будет равным:

$$K_{pit} = m_{об} \cdot \frac{1}{50} = \frac{7,39}{50}, \text{ кг} \cdot \text{с}.$$

Рассчитаем время задержки поступления материала в бункер-дозатор с питателя. Для нахождения времени, в течение которого материал перемещается по трубе, вычислим ускорение движения материала по трубе из формулы:

$$m_{об} \cdot a_{mp} = m_{об} \cdot g \cdot \cos(90 - \alpha) - m_{об} \cdot g \cdot \sin(90 - \alpha) \cdot k_{mp},$$

где α – угол наклона трубы относительно поверхности земли ($\alpha = 40^\circ$); g – ускорение свободного падения ($g = 9,8 \text{ м/с}^2$); k_{mp} – коэффициент трения скольжения между дозируемым материалом и стальной поверхностью трубы (принят равным 0,35 [2]).

Тогда ускорение движения материала по трубе:

$$a_{mp} = g \cdot \cos(90 - \alpha) - g \cdot \sin(90 - \alpha) \cdot k_{mp} = 3,67, \text{ м/с}^2.$$

Время, в течение которого дозируемый материал перемещается по трубе, определится из формулы:

$$t_{mp} = \sqrt{\frac{L_{mp}}{a_{mp}}} = 1,044, \text{ с},$$

где L_{mp} – длина трубы ($L_{mp} = 4 \text{ м}$).

Время падения материала с конечной части трубы в бункер-дозатор (усредненное значение высоты падающего столба h берется равным 1 м):

$$t_{пад} = \sqrt{\frac{h}{g}} = 0,319, \text{ с}.$$

С учетом того, что при запуске питателя внутри его по всей длине уже находится дозируемый материал, время задержки поступления материала в бункер-дозатор с питателя равно:

$$t_3 = t_{mp} + t_{пад} = 1,363, \text{ с}.$$

Коэффициент усиления интегратора, который имитирует процесс заполнения бункера-дозатора материалом, принимается равным единице, поскольку расчет коэффициента усиления шнекового питателя был привязан к временному отрезку 1 с (период оборота шнека).

В ходе разработки имитационной модели САУ технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов были сделаны следующие допущения:

- статические характеристики элементов системы принимаются линейными;
- не учитывается начальная скорость транспортируемого материала при его выгрузке из питателя;

- принимается, что перемещаемая масса материала имеет форму части полого цилиндра, тогда как в действительности она имеет форму части усеченного полого конуса с различным углом заполнения пространства между лопастями транспортируемым материалом. При этом берется среднее значение угла заполнения материалом по всей длине пространства между лопастями. Поскольку нас интересует только масса выгружаемого материала за оборот шнека, а не динамика процесса транспортирования, это допущение правомерно;

- не учитывается сложный характер формирования коэффициента трения скольжения между материалом и стальной поверхностью – принимается, что он постоянен на всей площади контакта материала с поверхностью трубы;

- не учитывается изменение во времени задержки поступления материала в бункер-дозатор с трубы по причине падения материала из-за изменения высоты падающего столба. Берется усредненное значение высоты падающего столба.

Из-за трех последних допущений не учитывается изменение транспортной задержки в ходе переходного процесса. Поэтому в статье проводится исследование системы на робастность по этому параметру модели.

Кроме того, не учитываются переходные процессы в электроприводе питателя, преобразователе частоты, блоке управления, сумматоре-усилителе и тензодатчиках ввиду их быстротечности по сравнению с переходным процессом на выходе системы.

Проведем моделирование переходного процесса на выходе САУ при дозировании минимальной массы материала 25 кг, когда предъявляется повышенное требование к точности дозирования компонентов комбикормов.

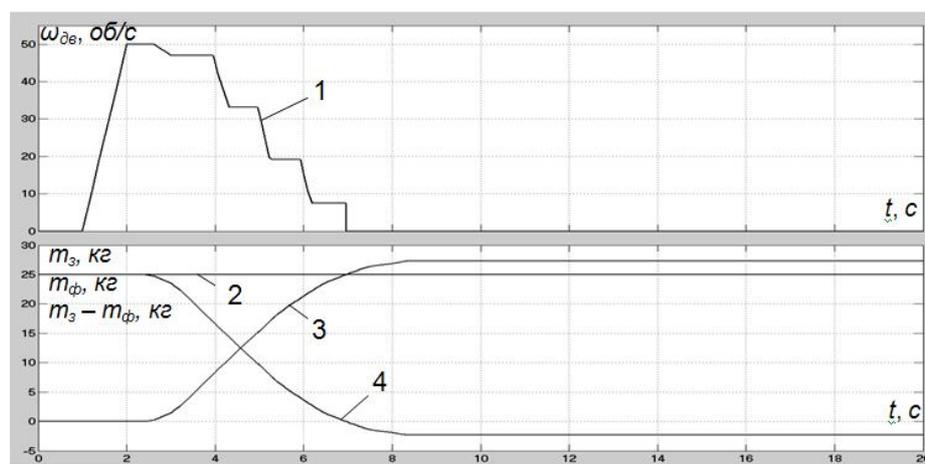


Рис. 4. Изменение во времени скорости вращения вала двигателя привода питателя (1), заданной m_z (2) и фактической m_ϕ (3) массы дозируемого материала, ошибки дозирования $m_z - m_\phi$ (4) при шаге квантования по времени управляющего сигнала 1 с

Из рис.4 видно, что высокий коэффициент усиления шнекового питателя при дозировании небольших масс материала приводит к появлению значительной статической ошибки дозирования на уровне 9,1%. С другой стороны, с позиции сокращения длительности переходного процесса нежелательно уменьшать угол заполнения пространства между лопастями дозируемым материалом и, соответственно, массу материала, выгружаемого за один оборот шнека. Поэтому предлагается уменьшить шаг квантования по времени управляющего сигнала с 1 с до 0,2 с, что позволит регулятору более точно обрабатывать отклонение фактической управляемой величины от заданной (результаты моделирования работы САУ с шагом квантования по времени управляющего сигнала 0,2 с представлены на рис. 5).

Как заметно из рис.5, уменьшение шага квантования по времени управляющего сигнала с 1 с до 0,2 с приводит к уменьшению относительной статической ошибки дозирования с 9,1 % до 0,52 %, что удовлетворяет поставленным требованиям к системе.

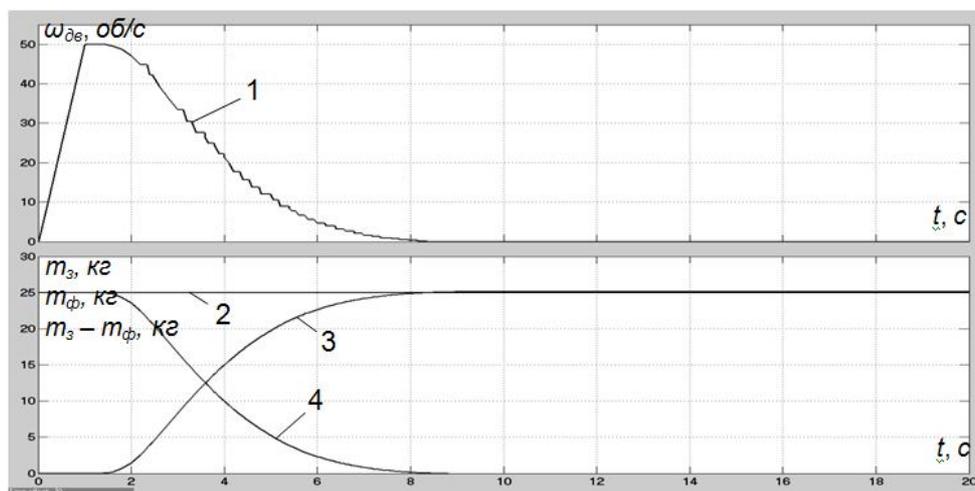


Рис. 5. Изменение во времени скорости вращения вала двигателя привода питателя (1), заданной $m_з$ (2) и фактической $m_ф$ (3) массы дозируемого материала, ошибки дозирования $m_з - m_ф$ (4) при шаге квантования по времени управляющего сигнала 0,2 с

С помощью блока «Nonlinear control design» приложения «Simulink» проведено исследование САУ технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов на робастность по транспортной задержке. При этом минимальное граничное значение транспортной задержки бралось для случая без трубы (с выхода питателя материал падает сразу в бункер-дозатор), максимальное – для коэффициента трения скольжения $k_{мп}$, увеличенного на 23% до 0,43.

Как видно из рис.6, отсутствие трубы приводит к увеличению длительности переходного процесса с 6,5 до 10 с из-за уменьшения временного интервала, в течение которого питатель работает с максимальной производительностью. Данное увеличение длительности переходного процесса является приемлемым для рассматриваемого технологического процесса.

Увеличение коэффициента трения скольжения k_{mp} на 23% (кривая 3 на рис.6) приводит к увеличению относительной статической ошибки дозирования с 0,52 % до 0,6 %. Дальнейшее увеличение коэффициента трения скольжения k_{mp} вызовет увеличение относительной статической ошибки дозирования до 1 %, что является неприемлемым согласно требованиям к системе. В связи с этим необходимо либо дальше уменьшать шаг квантования по времени управляющего сигнала, либо уменьшать угол заполнения дозируемым материалом пространства между лопастями шнека (коэффициент усиления питателя).

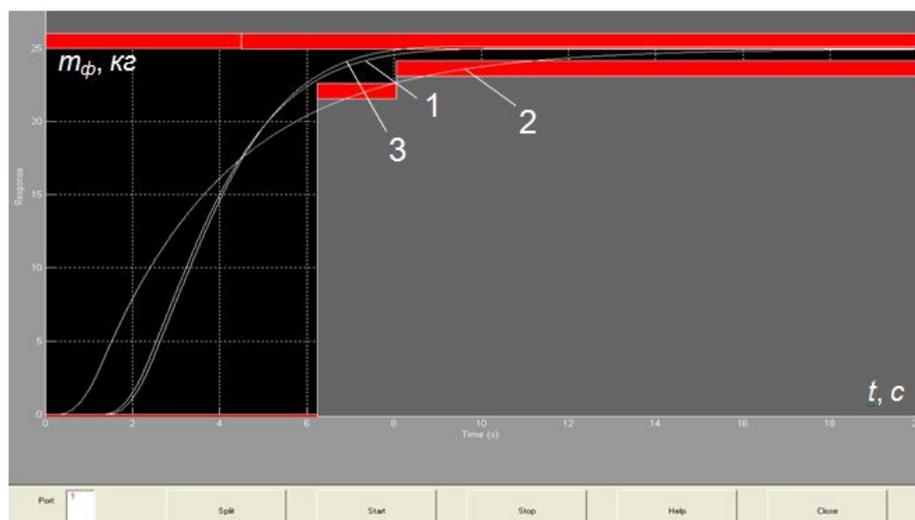


Рис. 6. Переходные процессы на выходе исследуемой САУ при исходной транспортной задержке (1), для случая без трубы (2) и при коэффициенте трения скольжения, увеличенном на 23% (3)

Выводы:

- при дозировании малых масс материала (например, 25 кг) для обеспечения минимальной длительности переходного процесса на выходе системы с высокой точностью дозирования необходимо, чтобы шаг квантования по времени управляющего сигнала не превышал 0,2 с;

- отсутствие трубы между питателем и бункером-дозатором приводит к увеличению длительности переходного процесса с 6,5 до 10 с, что является приемлемым для рассматриваемого технологического процесса;

- превышение коэффициентом трения скольжения k_{mp} значения 0,43 приводит к появлению относительной статической ошибки дозирования до 1%, что является неприемлемым для рассматриваемого технологического процесса. Уменьшить ошибку можно за счет уменьшения шага квантования по времени управляющего сигнала, либо за счет уменьшения угла заполнения дозируемым материалом пространства между лопастями шнека (коэффициента усиления питателя).

Список литературы

1. Букреев В. АСУ ТП производства комбикормов на базе контроллера Fastwel RTU 188-BS / В. Букреев, Н. Гусев, М. Нечаев, И. Краснов, Р. Гурьев, С. Кремис // Современные технологии автоматизации. — 2006. — № 1. — С. 74—79.

2. Зверев С.В. Физические свойства зерна и продуктов его переработки / С.В. Зверев, Н.С. Зверева. — М. : ДеЛи принт, 2007. — 176 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 12.10.2012*

УДК 621.01.

© И.Н. Мацюк, Э.М. Шляхов

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КИНЕМАТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ШЕСТИЗВЕННОЙ ЧЕТЫРЕХПОВОДКОВОЙ СТРУКТУРНОЙ ГРУППЫ ТРЕТЬЕГО КЛАССА В ПРОГРАММЕ MATHCAD

Рассмотрен метод решения задач кинематики плоских структурных групп третьего класса в среде Mathcad.

Розглянуто метод розв'язання задач кінематики плоских структурних груп третього класу у середовищі Mathcad.

The method of solving kinematics problems of the third class structural planar groups in Mathcad environment is investigated.

Долгое время применение в технике механизмов с более сложной структурой, чем у механизмов второго класса, сдерживалось отсутствием методов их исследования и, тем более, методов их синтеза. Причиной этому является то, что методы изучения механизмов базировались, в основном, на графических построениях. Для наиболее простых с точки зрения структуры механизмов второго класса эти методы разработаны давно и широко использовались длительный период в инженерной практике. Для механизмов третьего и более высоких классов графоаналитические методы значительно более сложны.

Например, только в начале текущего столетия [1,2] описаны графоаналитические методы кинематического и динамического анализа плоских четырех- и шестизвонной групп Ассур четвертого класса.

С развитием компьютерных технологий определяющую роль начинают играть аналитические методы. Для анализа и синтеза механизмов начинают широко использоваться математические пакеты Maple, Matlab и Mathcad.

Изучение литературных источников позволяет сделать вывод, что наиболее используемым для анализа и синтеза механизмов, является многофункциональный пакет прикладных программ Mathcad.

В работе [3] описано применение пакета Mathcad для выполнения кинематического и динамического анализов плоских рычажных механизмов второго класса. Причем, инструментом исследования принимается аппарат векторной алгебры, позволяющий сохранить алгоритм графического метода исследования и присущую последнему наглядность. Такой подход оправдан, например, в учебном процессе при изучении учащимися курса теории механизмов и машин.

Более эффективно для исследования кинематики сложных механизмов использовать Mathcad, как инструмент решения векторных уравнений, в которые входят свободные векторы и которые не имеют графического решения на плоскости. Это дает возможность сократить объем вычислений и получить относительно компактную программу. Такой подход к механизмам освещен в [4-6].

В настоящей работе описано использование приема, изложенного в [4-6], применительно к плоской шестизвенной четырехповодковой структурной группе третьего класса (рис. 1).

В группу входят два базисных звена 5 и 6. Внешние кинематические пары группы A, B, K и L образованы поводками 3, 4, 7 и 8 со звеньями 1, 2, 9 и 10.

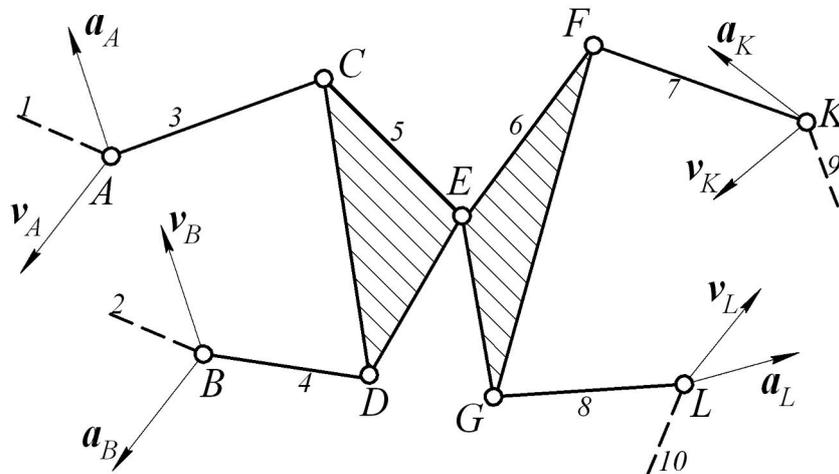


Рис. 1. Схема шестизвенной структурной группы 3-го класса

Итак, при заданном плане группы и при заданных векторах скоростей и ускорений точек A, B, K и L необходимо определить аналогичные векторы точек C, D, E, F , и G .

Заменим звенья группы соответствующими векторами (рис. 2).

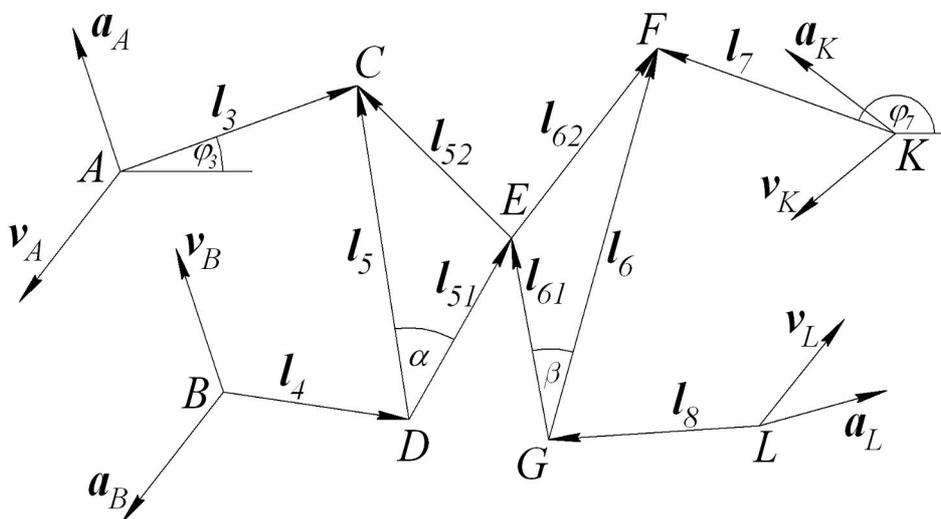


Рис. 2. Векторное представление звеньев группы 3-го класса

Итак, пусть заданы геометрические размеры звеньев: $l_3, l_4, l_5, l_{51}, l_6, l_{61}, l_7, l_8$ и углы α и β . Направление каждого вектора l_i определяется углом φ_i между ним и положительным направлением оси абсцисс, как показано, например, для векторов l_3 и l_7 (рис. 2).

Предположим, что в некоторой системе координат заданы координаты точек A, B, K и L и векторы, изображающие звенья группы. Положения звеньев определяются в результате геометрического анализа группы.

Для рассматриваемой группы необходимо определить шесть углов $\varphi_3, \varphi_4, \dots, \varphi_8$. Так как угол измеряется скалярной величиной, необходимо записать три векторных уравнения замкнутости, из которых и определяются искомые углы. Эти уравнения можно записать, например, для следующих контуров: $ACE-FKA, BDEGLB$ и $ACDBA$. Таким образом, первая задача кинематического анализа по определению положения звеньев сводится к решению системы трех векторных уравнений. Предварительно запишем очевидные равенства

$$l_{52}(\varphi_5) := \begin{pmatrix} l_5 \cdot \cos(\varphi_5) \\ l_5 \cdot \sin(\varphi_5) \\ 0 \end{pmatrix} - \begin{pmatrix} l_{51} \cdot \cos(\varphi_5 - \alpha) \\ l_{51} \cdot \sin(\varphi_5 - \alpha) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_{62}(\varphi_6) := \begin{pmatrix} l_6 \cdot \cos(\varphi_6) \\ l_6 \cdot \sin(\varphi_6) \\ 0 \end{pmatrix} - \begin{pmatrix} l_{61} \cdot \cos(\varphi_6 + \beta) \\ l_{61} \cdot \sin(\varphi_6 + \beta) \\ 0 \end{pmatrix}$$

В программе Mathcad система векторных уравнений может быть решена при помощи блока Given-Find. Соответствующий фрагмент документа Mathcad приведен ниже. Здесь и далее фрагменты документов Mathcad изображаются шрифтом, отличным от шрифта основного текста данной работы.

$$\varphi_3 := 1 \quad \varphi_4 := 0 \quad \varphi_5 := 2 \quad \varphi_6 := 1 \quad \varphi_7 := 3 \quad \varphi_8 := 3 \quad \text{Given}$$

$$\begin{pmatrix} x_A \\ y_A \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_3 \cdot \cos(\varphi_3) \\ l_3 \cdot \sin(\varphi_3) \\ 0 \end{pmatrix} - l_{52}(\varphi_5) + l_{62}(\varphi_6) = \begin{pmatrix} x_K \\ y_K \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_7 \cdot \cos(\varphi_7) \\ l_7 \cdot \sin(\varphi_7) \\ 0 \end{pmatrix}$$

$$\begin{pmatrix} x_B \\ y_B \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_4 \cdot \cos(\varphi_4) \\ l_4 \cdot \sin(\varphi_4) \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_{51} \cdot \cos(\varphi_5 - \alpha) \\ l_{51} \cdot \sin(\varphi_5 - \alpha) \\ 0 \end{pmatrix} - \begin{pmatrix} l_{61} \cdot \cos(\varphi_6 + \beta) \\ l_{61} \cdot \sin(\varphi_6 + \beta) \\ 0 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} x_L \\ y_L \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_8 \cdot \cos(\varphi_8) \\ l_8 \cdot \sin(\varphi_8) \\ 0 \end{pmatrix}$$

$$\begin{pmatrix} x_A \\ y_A \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_3 \cdot \cos(\varphi_3) \\ l_3 \cdot \sin(\varphi_3) \\ 0 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} x_B \\ y_B \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_4 \cdot \cos(\varphi_4) \\ l_4 \cdot \sin(\varphi_4) \\ 0 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} l_5 \cdot \cos(\varphi_5) \\ l_5 \cdot \sin(\varphi_5) \\ 0 \end{pmatrix} \quad \begin{pmatrix} \varphi_3 & \varphi_4 & \varphi_5 \\ \varphi_6 & \varphi_7 & \varphi_8 \end{pmatrix} := \text{Find} \left(\begin{pmatrix} \varphi_3 & \varphi_4 & \varphi_5 \\ \varphi_6 & \varphi_7 & \varphi_8 \end{pmatrix} \right)$$

Изменяя значения начальных приближений можно получить несколько решений, соответствующих различным сборкам группы.

Выбрав конкретную сборку группы, все звенья группы представляются соответствующими векторами.

$$l_3 := \begin{pmatrix} l_3 \cdot \cos(\varphi_3) \\ l_3 \cdot \sin(\varphi_3) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_4 := \begin{pmatrix} l_4 \cdot \cos(\varphi_4) \\ l_4 \cdot \sin(\varphi_4) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_5 := \begin{pmatrix} l_5 \cdot \cos(\varphi_5) \\ l_5 \cdot \sin(\varphi_5) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_{51} := \begin{pmatrix} l_{51} \cdot \cos(\varphi_5 - \alpha) \\ l_{51} \cdot \sin(\varphi_5 - \alpha) \\ 0 \end{pmatrix}$$

$$l_{52} := l_5 - l_{51} \quad l_6 := \begin{pmatrix} l_6 \cdot \cos(\varphi_6) \\ l_6 \cdot \sin(\varphi_6) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_{61} := \begin{pmatrix} l_{61} \cdot \cos(\varphi_6 + \beta) \\ l_{61} \cdot \sin(\varphi_6 + \beta) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_{62} := l_6 - l_{61}$$

$$l_7 := \begin{pmatrix} l_7 \cdot \cos(\phi_7) \\ l_7 \cdot \sin(\phi_7) \\ 0 \end{pmatrix} \quad l_8 := \begin{pmatrix} l_8 \cdot \cos(\phi_8) \\ l_8 \cdot \sin(\phi_8) \\ 0 \end{pmatrix}$$

Затем переходят к определению кинематических параметров: скоростей и ускорений.

В качестве неизвестных рекомендуется выбирать параметры, которые представляют собой свободные векторы. Таковыми являются угловые скорости и ускорения звеньев группы.

Поскольку свободные векторы определяются только значением аппликаты, из каждого векторного уравнения могут быть найдены два таких вектора.

Таким образом, для определения, как угловых скоростей, так и угловых ускорений, необходимо записать систему из трех векторных уравнений.

Решение этих систем уравнений также получают с помощью решающего блока Given-Find.

Решение системы уравнений по нахождению угловых скоростей звеньев выглядит следующим образом.

$$\begin{aligned} \omega_3 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \omega_4 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \omega_5 &:= (0 \ 0 \ 1)^T \\ \omega_6 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \omega_7 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \omega_8 &:= (0 \ 0 \ 1)^T \end{aligned}$$

Given

$$v_A + \omega_3 \times l_3 = v_B + \omega_4 \times l_4 + \omega_5 \times l_5$$

$$v_K + \omega_7 \times l_7 = v_L + \omega_8 \times l_8 + \omega_6 \times l_6$$

$$v_A + \omega_3 \times l_3 - \omega_5 \times l_{52} = v_K + \omega_7 \times l_7 - \omega_6 \times l_{62}$$

$$\begin{pmatrix} \omega_3 & \omega_4 & \omega_5 \\ \omega_6 & \omega_7 & \omega_8 \end{pmatrix} := \text{Find} \begin{pmatrix} \omega_3 & \omega_4 & \omega_5 \\ \omega_6 & \omega_7 & \omega_8 \end{pmatrix}$$

В приведенном фрагменте уравнения записаны для контуров *ACDB*, *KFGL* и *ACEFK*.

Линейные скорости точек звеньев (относительные и абсолютные):

$$v_{CA} := \omega_3 \times l_3 \quad v_{DB} := \omega_4 \times l_4 \quad v_{CD} := \omega_5 \times l_5 \quad v_{CE} := \omega_5 \times l_{52}$$

$$v_{FE} := \omega_6 \times l_{62} \quad v_{FK} := \omega_7 \times l_7 \quad v_{GL} := \omega_8 \times l_8 \quad v_{FG} := \omega_6 \times l_6$$

$$v_{ED} := \omega_5 \times l_{51} \quad v_{EG} := \omega_6 \times l_{61}$$

$$v_C := v_A + v_{CA} \quad v_D := v_B + v_{DB} \quad v_E := v_D + v_{ED}$$

$$v_G := v_L + v_{GL} \quad v_F := v_K + v_{FK}$$

Перед решением системы уравнений для определения ускорений находят нормальные составляющие относительных ускорений. Mathcad не позволяет

использовать верхний индекс параметра, поэтому запись каждой из нормальных составляющих будет выглядеть так:

$$\begin{aligned}
 a_{CA_n} &:= \omega_3 \times v_{CA} & a_{DB_n} &:= \omega_4 \times v_{DB} & a_{CD_n} &:= \omega_5 \times v_{CD} & a_{GL_n} &:= \omega_8 \times v_{GL} \\
 a_{FK_n} &:= \omega_7 \times v_{FK} & a_{FG_n} &:= \omega_6 \times v_{FG} & a_{CE_n} &:= \omega_5 \times v_{CE} & a_{FE_n} &:= \omega_6 \times v_{FE}
 \end{aligned}$$

Приводим фрагмент документа Mathcad с решением системы трех векторных уравнений относительно неизвестных угловых ускорений звеньев:

$$\begin{aligned}
 \varepsilon_3 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \varepsilon_4 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \varepsilon_5 &:= (0 \ 0 \ 1)^T \\
 \varepsilon_6 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \varepsilon_7 &:= (0 \ 0 \ 1)^T & \varepsilon_8 &:= (0 \ 0 \ 1)^T \\
 & \text{Given} \\
 a_B + a_{DB_n} + \varepsilon_4 \times l_4 + a_{ED_n} + \varepsilon_5 \times l_{51} &= a_L + a_{GL_n} + \varepsilon_8 \times l_8 + a_{EG_n} + \varepsilon_6 \times l_{61} \\
 a_A + a_{CA_n} + \varepsilon_3 \times l_3 &= a_B + a_{DB_n} + \varepsilon_4 \times l_4 + a_{CD_n} + \varepsilon_5 \times l_5 \\
 a_K + a_{FK_n} + \varepsilon_7 \times l_7 &= a_L + a_{GL_n} + \varepsilon_8 \times l_8 + a_{FG_n} + \varepsilon_6 \times l_6 \\
 \begin{pmatrix} \varepsilon_3 & \varepsilon_4 & \varepsilon_5 \\ \varepsilon_6 & \varepsilon_7 & \varepsilon_8 \end{pmatrix} &:= \text{Find} \begin{pmatrix} \varepsilon_3 & \varepsilon_4 & \varepsilon_5 \\ \varepsilon_6 & \varepsilon_7 & \varepsilon_8 \end{pmatrix}
 \end{aligned}$$

В этом фрагменте уравнения записаны для контуров *ACEFK*, *ACDB* и *KFGL*. Теперь несложно получить значения абсолютных линейных ускорений точек.

$$\begin{aligned}
 a_C &:= a_A + a_{CA_n} + \varepsilon_3 \times l_3 & a_D &:= a_B + a_{DB_n} + \varepsilon_4 \times l_4 \\
 a_E &:= a_D + a_{ED_n} + \varepsilon_5 \times l_{51} & a_F &:= a_K + a_{FK_n} + \varepsilon_7 \times l_7 \\
 a_G &:= a_L + a_{GL_n} + \varepsilon_8 \times l_8
 \end{aligned}$$

Нетрудно убедиться, что векторные уравнения, содержащие в качестве неизвестных свободные векторы, позволяют свести к минимуму объем вычислений при исследовании кинематики плоских механизмов.

Таким образом, пакет Mathcad предоставляет возможность относительно простого определения кинематических параметров плоских рычажных механизмов высоких классов, что показано в настоящей работе на примере шести-звенной Ассуровой группы третьего класса.

Ранее [5,6], было показано решение аналогичной задачи для четырех-звенной трехповодковой группы третьего класса и шести-звенной трехповодковой группы четвертого класса.

Описанный прием может быть использован при исследовании плоских кинематических цепей любой структуры с четным числом звеньев, для которых можно записать независимые уравнения замкнутости в количестве равном половине числа звеньев. При этом максимальное число звеньев будет ограничиваться только возможностями математического процессора компьютерной программы.

Изложенный подход может быть также использован при кинематическом синтезе подобных механизмов.

Список литературы

1. Дворников, Л. Т. О кинематической разрешимости плоской четырехзвенной группы Асура четвертого класса графо-аналитическим методом / Л. Т. Дворников // Известия вузов. Машиностроение. - 2004. - N 12. - С. 9-15
2. Дворников Л.Т., Стариков С.П. Кинематика и кинетостатика плоской шестизвенной группы Асура четвертого класса. – Теория механизмов и машин. – С. Пб. – 2006. – № 1(7). – Том 4. – с. 61–65.
3. Мацюк І.М. Дослідження кінематики та динаміки механізмів засобами векторної алгебри. // ВІСНИК Національного технічного університету України “Київський політехнічний інститут”. Серія “Гірництво”: Збірник наукових праць. – Київ: НТУУ “КПІ”: ЗАТ “Техновибух”, 2009. – Вип. 18. – с. 79-84.
4. Третьяков В.М. Использование программы Mathcad при определении скоростей и ускорений рычажных механизмов. // Теория механизмов и машин. – Санкт-Петербург. – 2009. – № 2. – с. 40-48.
5. Мацюк І.Н, Шляхов Э.М.. Определение кинематических параметров структурной группы четвертого класса в программе Mathcad. // ВІСНИК Національного технічного університету України “Київський політехнічний інститут”. Серія “Гірництво”: Збірник наукових праць. – Київ: НТУУ “КПІ”: ПрАТ “Техновибух”, 2011. – Вип. 21. – с. 115-120.
6. Мацюк І.Н. Третьяков В.М., Шляхов Э.М. Кинематический анализ плоских рычажных механизмов высоких классов в программе Mathcad. // Теория механизмов и машин. – Санкт-Петербург. – 2012. – № 1. – С. 65-70.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 16.10.2012*

УДК 622.794.22

© Н.М. Трипутень, Д.В. Носкин

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ ФИЛЬТРОВАНИЯ НА ГОКах

Приведены результаты анализа систем автоматического управления процессом фильтрования на ГОКах.

Наведено результати аналізу систем автоматичного управління процесом фільтрування на ГЗК.
Results of the analysis of automatic process control filtration in mining enterprises.

Процесс фильтрования (удаления влаги из тонких обводненных концентратов) является заключительным в технологии обогащения руд чёрных металлов горно-обогатительных комбинатах (ГОКах). На обогатительных фабриках Украины для его реализации применяют в основном вакуумные дисковые фильтры как отечественного, так и зарубежного производства. При этом удель-

ное потребление электроэнергии фильтровальными установками существенно ниже, чем дробильными, измельчительными агрегатами и магнитными сепараторами [1]. Этим, вероятно, объясняется отсутствие должного внимания к совершенствованию способов и систем автоматического управления данным процессом при решении задач энергосбережения в условиях роста цен на энергоносители. Вместе с тем именно по результатам ведения процесса фильтрации окончательно формируются количественные и качественные показатели концентрата железной руды, отклонение которых от заданных значений может привести к экономическим потерям.

Так, сгущённый продукт-пульпа с выхода дешламатора поступает на вакуум-фильтры. Случайные изменения качественных характеристик перерабатываемой руды могут вызывать как увеличение производительности участка магнитного обогащения так и снижение производительности фильтровальных установок. Это является причиной перелива на вакуум-фильтре [2]. Перелив возвращается на вход дешламатора, что вносит качественные изменения в структуру всей схемы обезвоживания за счёт появления в ней технологической положительной обратной связи – циркулирующей нагрузки. Таким образом, готовый к фильтрованию материал повторно поступает на дешламацию, что приводит к нарушению технологического процесса обесшламливания и, как следствие, к ухудшению показателей качества готового продукта.

Следующим после фильтрации на ГОКах является металлургический процесс приготовления окатышей. Кека влажностью 9-10%, который получен на выходе фильтровальных установок, подаётся в дозировочные бункера, а затем на конвейерную ленту, где смешивается в определённой пропорции со связующими добавками (главным образом бентонит, а также его смесь с водой, известь, хлористый кальций, железный купорос, гуминовые вещества). Полученная таким образом шихта поступает на окомкователь. Причём прочность формируемых в окомкователе окатышей имеет ярко выраженную экстремальную (в некоторых случаях отмечено наличие двух максимумов) зависимость от влажности концентрата [3]. Отклонение влажности концентрата от оптимального значения приводит к потере качества (прочности) сырых окатышей.

Таким образом, процесс фильтрации оказывает влияние на протекание предшествующего и последующего технологических процессов. Поэтому наибольшей эффективности управления процессом фильтрации может быть достигнуто при использовании автоматических систем, учитывающих закономерности не только данного процесса, но и его связь с процессами дешламации и окомкования. Эти системы должны удовлетворять следующему критерию управления:

$$|v_t - v_{зад}| \rightarrow \min, \quad (1)$$

при $q_t \geq q_{доп}$

Здесь v_t и $v_{зад}$ – текущее и заданное значение влажности кека; q_t и $q_{доп}$ – текущая и допустимая производительность.

В данной статье приведен анализ систем автоматического управления (САУ) процессом фильтрации с точки зрения сформулированного требования. Анализ выполнен в рамках государственной бюджетной научно-исследовательской работы (Министерства образования и науки Украины) кафедры автоматизации и компьютерных систем Национального горного университета "Разработка моделей процессов горно-металлургического производства и систем их автоматизации с целью повышения их энергоэффективности", утверждённой.

Известна многосвязная САУ фильтрованием на дисковых вакуум-фильтрах по косвенным параметрам, разработанная УГППКИ Metallurgavtomatika для фильтровального отделения СевГОКа [4]. Данная система управления решала задачи согласования производительности вакуум-фильтров с производительностью секции по концентрату и поддержания влажности осадка в заданных пределах. В её состав входили три локальные системы автоматического регулирования (САР): уровня магнетита в дешламаторе; разрежения в зоне набора осадка и температуры среды под кожухом вакуум-фильтра.

Согласование производительности отделения фильтрации и секции по концентрату осуществлялось следующим образом. При изменении производительности секции по концентрату изменялся соответственно и уровень магнетита в дешламаторе. Сигнал рассогласования между заданным и текущим уровнями поступал на вход ПИД - регулятора. ПИД - регулятор вырабатывал сигнал, который воздействовал на цепи обмоток управления двигателями привода вакуум-фильтров, изменяя частоту вращения их дисков.

Поддержание влажности осадка в заданных пределах осуществлялось по косвенным параметрам, характеризующих влажность – толщины осадка и температуры среды под кожухом фильтра. Для этой цели при регулировании были использованы полученные в ходе предварительных исследований корреляционные зависимости между толщиной осадка и вакуумом в зоне набора осадка при различной частоте вращения дисков и между влажностью осадка и температурой под кожухом. В системах автоматического регулирования САР влажностью были применены П - регуляторы.

Рассмотренная система автоматического управления фильтрованием соответствует критерию управления (1) и позволила в 1,5-2,0 раза снизить колебания содержания влаги в осадке относительно его оптимального значения. Однако отсутствие в САУ адаптивных элементов предполагает периодическое проведение промышленных экспериментов для корректировки корреляционных зависимостей в условиях нестационарности процесса фильтрации вследствие временных изменений количественных и качественных показателей перерабатываемой руды. Это снижает эффективность автоматического управления. Кроме того согласование производительностей отделения фильтрации и секции по концентрату по уровню магнетита в дешламаторе не исключает появления переливов в вакуум-фильтрах.

В [2] была предложена принципиально новая система регулирования производительностью участка фильтрации. Работа САР основана на возможности определения циркулирующей нагрузки по формуле:

$$S = \delta Q - p, \quad (2)$$

где S - величина циркулирующей нагрузки, кг/с; δ - плотность пульпы на выходе дешламатора, кг/м³; Q - производительность пескового насоса на разгрузке дешламатора, м³/с; p - производительность по готовому продукту (кеку) на выходе вакуум-фильтра, кг/с.

Управляющее устройство, на вход которого непрерывно поступают сигналы с плотномера, установленного на разгрузочном трубопроводе дешламатора, электродвигателя пескового насоса дешламатора и весов, установленных на конвейере под дисковым вакуум-фильтром, рассчитывает текущее значение циркулирующей нагрузки согласно (2). Затем в блоке сравнения рассчитанное значение сопоставляется с заданным. Сигнал на выходе блока сравнения, соответствующий величине рассогласования, воздействует на систему управления электродвигателем вакуум-фильтра, изменяя частоту вращения дисков. Этим достигается увеличение производительности фильтра и, как следствие, уменьшение циркулирующей нагрузки и создание нормальных технологических условий ведения процесса обесшламливания магнетитового кварцита.

Нетрудно видеть, что в данной системе реализован следующий критерий управления:

$$|q_m - q_{\text{зад}}| \rightarrow \min, \quad (3)$$

Здесь $q_{\text{зад}}$ - заданное значение производительности вакуум-фильтров (текущее значение производительности участка обезвоживания).

Данная система обеспечила на стадии обесшламливания приращение содержания железа в концентрате в среднем на **0,21%**. Вместе с тем увеличение частоты вращения дисков вакуум-фильтров неизбежно приводит к отклонению влажности кека от его оптимального значения. Поэтому для сохранения положительного эффекта от использования рассмотренной САР необходимо обеспечить стабилизацию влажности готового продукта на заданном уровне, что бы избежать потерь при ведении последующих технологических процессов – транспортировки концентрата и производства сырых окатышей. Вопросы согласования управления производительностью участка фильтрования и влажностью осадка в упомянутой работе не рассматривались.

В [5] предложен алгоритм оптимального адаптивного управления процессом фильтрования в барабанном вакуум-фильтре с внутренней фильтрующей поверхностью. Алгоритм основан на математической модели процесса фильтрования, предложенной в [6] и представляющей собой статическую нелинейную зависимость производительности q (м³/г) от угловой скорости вращения барабана ω (об/мин):

$$q = A\omega \left\{ \left[(r + r'\omega)^2 + B\omega^{-1}c(1-c)^{-1} \right]^{0,5} - (r + r'\omega) \right\}, \quad (4)$$

Здесь c – объёмное содержание твёрдого в ванне фильтра; A, B, r, r' – постоянные.

Зависимость (4) является экстремальной и в неявном виде учитывает радиус и длину барабана вакуум-фильтра, высоту слоя осадка, динамическую вязкость суспензии, удельное сопротивление осадка и фильтроткани, перепад давления за счёт вакуума.

В результате корректных допущений и преобразований выражения (3) авторами была получена формула для вычисления оптимального значения ω , обеспечивающая максимум производительности:

$$\omega_0 = \sqrt{0,5\bar{q}A^{-1}(r')^{-1}} \quad (5)$$

Вследствие неизбежного дрейфа параметров r и r' , характеризующих удельное сопротивление фильтроткани, в работе предложен алгоритм непрерывного уточнения модели (4), основанный на известном в математической статистике методе максимального правдоподобия.

Как видно, рассмотренный алгоритм оптимального адаптивного управления ориентирован на обеспечение максимальной производительности собственно процесса фильтрования и обеспечивает выполнение следующей цели управления:

$$q_T \rightarrow \max, \quad (6)$$

Очевидно, данный алгоритм не обеспечивает оптимальное взаимодействие процесса фильтрования с процессами дешламации и окомкования.

Анализ существующих САУ показал, что в настоящее время отсутствуют приемлемые технические решения для управления процессом фильтрования согласно (1). Вместе с тем, очевидно, что управление данным технологическим процессом на основе одной локальной САУ затруднительно. Учитывая особенности процесса фильтрования, целесообразно разрабатывать систему автоматического управления двумя параметрами одновременно (производительностью и влажностью кека) с использованием принципов оптимальности и адаптивности.

Функционирование оптимальной адаптивной САУ основано на получении достаточной информации об основных возмущающих воздействиях и поиске наилучших законов управления по имеющимся данным о свойствах объекта. Зависимость оптимальных управляющих воздействий от возмущений при их изменении может формироваться в процессе управления путём однократных оптимизационных расчётов и в явной форме не предоставляться, а также может формироваться на основе заранее полученной модели [6]. Результаты управления используются для корректировки модели объекта.

Несмотря на значительное количество работ, посвященных как общим вопросам фильтрования суспензии в горно-обогатительной промышленности, так и отдельным типам вакуум-фильтров [7-11], задачу построения математиче-

ского описания этого важного передела для его автоматизации нельзя считать решенной. Математическая модель вакуум-фильтра непрерывного действия, пригодная для указанной цели, должна содержать зависимость основных технологических показателей процесса (производительности, влажности осадка, уноса твердого с фильтратом) от важнейших контролируемых величин (давления фильтрования, частоты вращения дисков или барабана, содержания твердого в ванне фильтра). Такая модель неизбежно должна содержать также некоторые параметры, зависящие от неконтролируемых факторов (гранулометрического состава питания, расслоения суспензии, износа фильтроткани и т. п.) и потому подверженных дрейфу.

Таким образом, технологический процесс фильтрования относится к сложным системам с неполным контролем возмущающих факторов, а потому и с неясными связями между его параметрами. Это делает практически невозможным получение пригодных для эффективного управления традиционных аналитических зависимостей выходных параметров от входных.

Наличие неопределенной или нечеткой информации, которая не может быть интерпретирована в вероятностных терминах, приводит к тому, что традиционные количественные методы, используемые в теории автоматического управления, являются недостаточно адекватными. В результате появляются трудности в идентификации математической модели и формировании алгоритмов управления на основе классических методов вариационного исчисления и динамического программирования. Один из способов их преодоления состоит в использовании нечетких понятий и знаний, проведении операций с использованием нечетких логических правил и в получении на их основе нечетких выводов, на базе которых формируются алгоритмы управления [12].

В связи с этим для управления процессом фильтрования перспективным является применение подхода нечеткого логического вывода. Нечеткая логика основана на эмпирике (опыте) оператора, а не на понимании внутренностей системы, и поэтому вводит простой, основанный на правилах вида IF X AND Y THEN Z подход к решению проблемы управления вместо попыток смоделировать систему математически.

В настоящее время наиболее развитыми возможностями влияния на динамику процесса обладает структура нечеткой системы управления с многоканальной системой контроля состояния объекта управления. Кроме того такие системы обладают широкими возможностями в области адаптивного регулирования, т.е. улучшения качества регулирования в режиме «реального времени». Здесь могут быть созданы самоорганизующиеся контроллеры, которые посредством модификации параметров регулятора оптимальным образом настраиваются на управляемый процесс.

Основой данных методов адаптивного регулирования является нейронная сеть [13]. Нейронная сеть также как и нечеткая логика не требует полноты знаний об объекте управления. На основе обучения с использованием входных и заданных данных она может аппроксимировать произвольный закон управления.

Основным недостатком представленных подходов является требовательность к вычислительным мощностям системы управления. Однако он может быть преодолён путём использования ассоциативной памяти, когда заранее просчитываются все возможные варианты входных значений и соответствующее им выходное управляющее значение. Такой подход использует очень быстрый поиск, что существенно сокращает вычислительное время, хотя и задействует большой объем информационных ресурсов вычислительных средств.

Выводы. Известные САУ процессом фильтрования не обеспечивают согласованную работу вакуум-фильтров с предшествующим и последующим технологическим оборудованием. Многоканальность и неопределённость взаимосвязей между входными, выходными переменными и состоянием фильтровального оборудования практически исключают возможность получения адекватной аналитической модели данного процесса и её использование для решения задач оптимального управления. Одним из возможных путей совершенствования САУ в этих условиях является представление процесса фильтрования как многосвязного объекта с нечеткими параметрами и формирование базы знаний о закономерностях технологического процесса. Применение нечёткой логики совместно с нейронными сетями позволит преодолеть принцип несовместимости сложности технологической системы и ее моделирования с помощью известных математических выражений и обеспечит возможность адаптации и оптимизации параметров управляющих структур по заданным критериям.

Список литературы

1. Харитонов О.О., Пархоменко Р.О., Аніськов О.В. Шляхи зниження електроспоживання дробильно-збагачувальним комплексом ВАТ «ПівніГЗК»// Вісник КТУ. Збірник наукових праць. – 2011. – № 29 – С.223-226.
2. Иоффе В.М., Леонов С.Б. Особенности циркулирующей нагрузки в схеме обезвоживания магнетитового концентрата и её влияние на процесс обесшламливания// Изв.вузов. Горный Журнал.-1983.- №9.-С.114-117.
3. Лотош В.Е. Безобжиговое окускование тонкодисперсных материалов и мелочи полезных ископаемых. Екатеринбург: ИД «Филантроп», 2009. – 525 с.
4. Гольдберг Ю.С., Гонтаренко А.А. Обезвоживание концентратов черных металлов. - М.; Недра, 1986. - 184 с.
5. Дейч В.Г., Стальский В.В., Стороженко С.В. Оптимальное адаптивное управление процессом фильтрования суспензий// Изв.вузов. Горный Журнал.-1983.- №3.- С.94-98.
6. Барский Л.М., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. – М.: Недра, 1978. – 486 с.
7. Леонов Р.Е., Щеклеина И.Л. Математическое описание дискового вакуум- фильтра// Изв.вузов. Горный Журнал.-1981.- №12.- С.91-94.
8. Дейч В.Г., Стальский В.В., Стороженко С.В. Математическая модель дискового вакуум-фильтра// Изв.вузов. Горный Журнал.-1985.- №8.- С.109-111.
9. Венгер М.И., Дейч В.Г., Стальский В.В., Стороженко С.В. Построение и параметрическая идентификация математических моделей процессов фильтрования суспензий// Изв.вузов. Горный Журнал.-1987.- №12.- С.102-105.
10. Дейч В.Г., Стальский В.В., Цай А.Г. Оптимальное управление процессом фильтрования суспензии// Изв.вузов. Горный Журнал.-1980.- №2.-С.91-95
11. Дейч В.Г., Стальский В.В., Цай А.Г. Оптимальное управление отделением обезвоживания обогатительной фабрики// Изв.вузов. Горный Журнал.-1980.- №12.-С.81-87.

12. Пупков К., Егупов Н., Методы робастного, нейро-нечеткого и адаптивного управления, Москва: МГТУ им Н. Э. Баумана, 2001.

13. Рутковская Д., Пилиньский М., Рутковский Л., Нейронные сети, генетические алгоритмы и нечеткие системы, Москва: Горячая линия - Телеком, 2006.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 16.10.2012*

УДК 004.77, 004.91

© С.С. Костелов, Л.М. Маркіна

МОЖЛИВОСТІ ІНТЕГРАЦІЇ СИСТЕМ АВТОМАТИЗАЦІЇ БІБЛІОТЕЧНОЇ ДІЯЛЬНОСТІ У ВИЩИХ НАВЧАЛЬНИХ ЗАКЛАДАХ

Проаналізовано можливості інтеграції системи автоматизації бібліотечної діяльності у вищих навчальних закладах, на прикладі бібліотечної бази Луцького національного технічного університету. Складено опис можливих засобів та методів, а також запропоновано концептуальну структуру мережевого рішення поставленої задачі.

Проанализировано возможность интеграции системы автоматизации библиотечной деятельности в высших учебных учреждениях, по примеру библиотечной базы Луцкого национального технического университета. Составлено описание возможных средств и методов, а так же предложена концептуальная структура сетевого решения поставленной задачи.

The possibility on integration automation of library activities in higher education institutions, following the example of a Lutsk National Technical University library database. Compiled by the description of possible means and methods, as well as the conceptual structure of the network to solve this problem.

Вступ. На даний час рівень розвитку демократичної держави тісно пов'язаний з можливістю проникнення інформаційних технологій в усі сфери життя суспільства. І, в першу чергу, це стосується освіти і науки.

Вирішення проблеми інформатизації вищої освіти йде поетапно. Перші кроки в цій галузі характеризуються появою не тільки реально функціонуючої електронної пошти в навчальному закладі, електронних навчальних курсів, підготовлених кафедрами, сучасних комп'ютерних класів і наявністю автоматизованої бібліотечної системи, розрахованої на нові форми передачі та зберігання інформації. Бібліотека перетворюється з складу літератури в інформаційний центр, який здійснює оперативний доступ не тільки до друкованих видань, а й до всього різноманіття інформаційних ресурсів. Отже, розглянемо можливість інтеграції системи автоматизації бібліотечної діяльності на базі Луцького національного технічного університету.

Постановка завдання. Ефективна автоматизована бібліотечно-інформаційна система передбачає наявність загально-бібліотечної мережі, що охоплює всі підрозділи бібліотеки та наявності єдиної інтегрованої інформаційної системи з адаптивною базою даних, що забезпечує комплексну автоматизацію основних інформаційно-бібліотечних процесів при використанні єди-

ного формату даних і заснованої на мережевій технології «клієнт-сервер». Якщо мережа бібліотеки є сегментом корпоративної мережі навчального закладу, то з'являється можливість використовувати в якості основного інструменту роботи з інформацією Web-браузера.

Можливості Web-технології для пошуку інформації мають явні переваги. Цю технологію можна визначити як дійсно інтегровану та уніфіковану, з якою може працювати навіть самий непідготовлений користувач. Також дана технологія дає можливість користуватись бібліотечними ресурсами у глобальній мережі «Internet», що значно полегшить роботу студентів та викладачів.

Аналіз існуючих засобів та методів. Аналіз ситуації у бібліотечній справі показує, що в розвинених країнах уже давно ведуться досить успішні розробки в цьому напрямку. У більшості випадків проектування систем йде за принципом випередження і на основі найбільш масових, стандартизованих і перспективних програмних продуктів і технологій. В системи спочатку закладена відкрита архітектура, модульність, а отже і можливість динамічного розвитку систем.

Був розроблений формат машинної каталогізації – MARC (Machine Readable Cataloguing). Розробники використовували і використовують цей формат і його модифікації (наприклад UNIMARC) як комунікативний і, дуже часто, як внутрішній формат каталогізації. Не дивлячись на те, що в багатьох автоматизованих бібліотечно-інформаційних системах (АБІС) існують свої власні формати, наявність конверторів дозволяє використовувати єдиний стандарт запису даних при обміні інформацією між бібліотеками і дає можливість бібліотекарям крім усього іншого користуватися напрацюваннями своїх колег при каталогізації власних фондів.

Широке поширення Internet дозволяє використовувати його як транспортне інформаційне середовище. Тому для АБІС застосовуються багатозадачні операційні системи (ОС) типу Unix, VMS та ОС сімейства Windows. З цієї ж причини, як СУБД розробники АБІС часто використовують програмні продукти, які підтримують роботу в Internet: Oracle, Sybase, Informix.

Аналіз існуючих бібліотечних систем, що працюють у найбільших бібліотеках України, показав, що жодна з функціонуючих систем в повній мірі не придатна для перспективного використання. Самостійне створення такої системи може розтягтися не на один рік через складність опису дуже специфічних бібліотечних функцій і, що не менш важливо, через значні витрати, порівнянних з вартістю західних систем. Отже, необхідно в якості основи майбутньої системи вибрати вже готовий продукт однієї з провідних компаній-виробників ПЗ, що істотно знизить витрати на розробку системи, забезпечить незалежність від платформ, на яких вона функціонує, і масштабованість в залежності від зростаючих обсягів інформаційних потоків.

Вибір АБІС. При виборі АБІС слід враховувати наступні моменти:

Для повноцінної і багаторічної (з урахуванням оновлень) роботи системи в світовому інформаційному просторі необхідне виконання низки умов:

- прихильність стандартам: бібліографічним, на обладнання, програмне забезпечення та засоби комунікацій, без яких неможлива сумісність з іншими системами;
- використання відкритої архітектури, що дозволяє працювати з широко поширеними продуктами;
- пропускна здатність мережі повинна надавати достатні засоби комунікації.

Для забезпечення справді оперативного і найбільш повного доступу до інформації бібліотека, за допомогою АБІС, повинна надавати читачам наступні можливості:

- доступ до електронного каталогу (локальний і віддалений);
- доступ через Internet до розподілених джерел інформації на Web-серверах навчальних закладів та організацій;
- доступ до розподіленої системи електронних навчальних і методичних посібників, навчальних баз даних і т.п. через мережу університету;
- локальне використання електронних словників, підручників, мультимедійних продуктів, повнотекстових баз даних і т.д.
- доступ до електронних каталогів інших бібліотек;
- перегляд спеціалізованих електронних журналів;
- роботу з мультимедійними навчальними курсами і курсами, створеними для дистанційного навчання;
- перегляд списків рекомендованої літератури з конкретним дисциплінам і їх розділах;
- можливість здійснювати довгострокові замовлення;
- доступ до електронної інформації, що знаходиться в базах даних бібліотеки, з інших підрозділів мережі Університету;
- можливість віддаленого замовлення;
- можливість користуватися для отримання інформації електронною поштою.

Крім цього, для організації раціональної роботи бібліотечних працівників необхідно автоматизувати багато бібліотечних процесів, в т.ч. комплектування фондів, їх обробку, запис і контроль читачів, контроль видачі та повернення літератури, управління НТБ, ведення обліку та контролю за документообігом бібліотеки, отримання статистичних даних і т.д.

В Луцькому національному технічному університеті (ЛНТУ) є можливість використання єдиної електронної бази даних по студентах і співробітниках, яка вже існує на даний момент. Цю базу використовують деканати, бухгалтерія, відділ кадрів та інші підрозділи, які потребують оперативної інформації про учнів і співробітників. Бібліотека, як один з підрозділів університету, так само може користуватися цією базою, як базою даних по читачам, маючи доступ тільки до певних полів. Для цього у АБІС повинна бути вбудована можливість працювати із зовнішніми базами даних.

На ринку зараз представлено достатньо бібліотечних систем, але не всі вони можуть бути використані в наших умовах. Одним з початкових критеріїв

відбору серед безлічі систем є можливість підтримання програмою української, чи хоча б російської мови. На даний момент цим критерієм задовольняють тільки чотири, з найбільш популярних у світі, програми: ALEPH ver3.2 (ver500), LIBER (LIBER Media), TINLIB 270, VTLS 92.3 (VIRTUA).

Всі ці програми, за винятком VTLS, з більшим чи меншим успіхом вже впроваджувалися на території України. На основі деяких з них створювалися українські розробки автоматизованих бібліотечно-інформаційних систем. Ми не маємо достовірної інформації про результати використання та функціональні можливості системи TINLIB 270, саме тому ця система не буде входити в число обговорюваних АБІС.

«Liber». АБІС «Liber» є продуктом французької фірми «Relais Informatique International», в якій фактично автоматизовані всі основні бібліотечні функції. За основу бібліотечної системи «Liber» взята операційна система РІСК. Ця система орієнтована на роботу з базами даних. В даний час ОС РІСК не має широкого розповсюдження, що можна розцінювати як недолік системи. З метою пристосування АБІС «Liber» до сучасних вимог фірма-розробник поставляє спеціальну оболонку, яка функціонує під управлінням ОС UNIX.

Характеристики системи «Liber» є достатніми для автоматизації університетських бібліотек, але закритий код та обмеженість у налагодженні бази даних не дозволяють рекомендувати її для застосування в ЛНТУ. Отже, використання даної АБІС можливо, але не перспективно.

«VTLS». АБІС «VTLS» була розроблена фірмою VTLS Inc., США для комплексної автоматизації бібліотек, в тому числі і для створення електронного каталогу з широкими пошуковими можливостями, виконання функцій міжбібліотечного абонементу, комплектування фондів, обробки статистики. Система має необхідні мережеві можливості, що дозволяє її використовувати і в локальних мережах і в Internet. Система придатна до використання в національних, академічних, публічних та інших великих спеціальних бібліотеках, в тому числі тими, чий фонди налічують мільйони одиниць зберігання. «VTLS» обрана РГБ (колишня бібліотека ім. Леніна у Москві, Росія) з 1991 року і станом на 2011 рік повна автоматизація РГБ ще не завершена. Нові версії системи орієнтовані на ОС сімейства Windows, чий формат UNICODE дозволяє підтримувати всі шрифти, в тому числі і кирилицю.

В цілому, система «VTLS» повністю покриває вимоги по автоматизації університетських бібліотек і орієнтована на використанні апаратні і програмні засоби. Система має досить розвинені можливості, які орієнтовані на бібліотеки вищого рівня, ніж університетські бібліотеки. Наявність таких не використовуваних для даної роботи можливостей негативно позначається на вартості АБІС. Застосування «VTLS» для автоматизації бібліотеки ЛНТУ можливо, але після аналізу співвідношення «необхідні технічні можливості» – «ціна».

«ALEPH». АБІС «ALEPH» була розроблена фірмою «EX Libris» при Єрусалимському університеті (Ізраїль). В даний час випущена п'ята версія, орієнтована на сучасні комп'ютери і операційні системи: UNIX та Windows. У системі повністю реалізована клієнт-серверна архітектура, що дозволяє використо-

увати «ALEPH» в мережах, як локальних, так і Internet. Система працює з набором кодів UNICODE, що дозволяє підтримувати всі алфавіти, в тому числі і кирилицю. Доступ до каталогів бібліотечних систем на основі «ALEPH» здійснюється за допомогою стандартних Internet технологій.

До складу бібліотечної системи входить Web-сервер, що дозволяє забезпечити доступ до бібліотечної системи, і, в першу чергу, до каталогів «ALEPH» за допомогою стандартних програм перегляду в Internet. Після завершення робіт по створенню мережі ЛНТУ такий підхід дозволить забезпечити доступ до бібліотеки з будь-якого комп'ютера, підключеного до мережі Університету.

Система «ALEPH» побудована по відкритій архітектурі на основі широко поширеною та доступною СУБД «Oracle». Для створення клієнтських додатків також використані стандартні засоби, зокрема, мова Java.

«ALEPH» більшою мірою, порівняно з іншими системами, задовольняє вимогам до автоматизації інститутських бібліотек і доцільна для застосування.

Задача побудови автоматизованої бібліотечно-інформаційної системи в рамках корпоративної мережі диктує певні вимоги до операційної системи АБІС. У більшості сучасних систем автоматизації використовується архітектура клієнт-сервер. Подібне розділення дозволяє використовувати малопотужні комп'ютери та термінали в якості машин мережевого доступу (клієнтів). Сервер ж, як більш потужна машина, дозволяє організувати централізоване зберігання і використання бази даних, забезпечити безпеку БД і т.д. На сьогоднішній день, коли системи комунікації дійшли значного розвитку, слід враховувати не лише операційні системи персональних комп'ютерів, а також ОС малих пристроїв комунікації, смартфонів, мобільних телефонів, КПК, iPad, тощо., за допомогою яких можна здійснити підключення до мережі і користуватись ресурсом.

Тому архітектура клієнт-сервер має бути обрана за основу і при автоматизації бібліотеки. У цьому випадку вибір операційної системи повинен здійснюватися як для машин-клієнтів, так і для сервера. Природно, що вимоги, що пред'являються до цих ОС різні.

ОС для клієнта повинна бути:

- не вимогливою до ресурсів, щоб працювати на машинах будь-якої потужності, в тому числі портативних засобах комунікацій.

- мати дружній інтерфейс, бути інтуїтивно зрозумілою, щоб не витратити багато часу на навчання співробітників бібліотеки та читачів.

- мати мережеві можливості і своїми внутрішніми засобами підтримувати роботу мережі, як локальної, так і глобальної. Або ж мати можливість працювати з програмами, що дозволяють працювати із мережею.

- підтримувати один з найпоширеніших протоколів TCP/IP на базі якого побудована мережа Internet, так як для АБІС робота з Internet дуже важлива.

ОС для сервера повинна бути:

- багатозадачною і багато користувальною, щоб працювати з багатьма клієнтами одночасно.

- мережевими і своїми внутрішніми засобами підтримувати роботу мережі, як локальної, так і глобальної.

– підтримувати протокол TCP/IP стандарту v4 та v6.

ОС повинна відповідати сучасним вимогам безпеки.

Останній пункт вимагає більш розгорнутого коментаря.

Інформація про основні матеріальні цінності бібліотеки, тобто про книжки, повинна зберігатися на сервері і цієї інформації має бути гарантований захист від будь-яких дій, що тягнуть за собою втрату або псування даних. На програмному рівні – це захист від несанкціонованого доступу. Найбільше поширення отримали рекомендації Національного центру захисту комп'ютерів (NCSC) Міністерства оборони США. Це «Критерії оцінки довіри до комп'ютерних систем» – «Помаранчева книга».

Для тестування, проведеного на базі комп'ютерних класів та комунікаційних пристроїв кафедри Автоматизованого управління виробничими процесами (АУВП), були обрані наступні ОС: Windows XP, Windows 2003 Server, FreeBSD, Linux Ubuntu.

Після проведення тестування було зроблено наступний висновок щодо можливостей використання операційних систем:

- для клієнтських місць – це Windows XP, або Linux;
- для сервера – це FreeBSD або Windows 2003 Server.

Остаточний вибір ОС може бути зроблений після вибору конкретної АБІС. Звичайно краще використовувати некомерційні ОС з відкритим програмним кодом, це дасть можливість витрати більше коштів на організацію більш якісної апаратної частини автоматизованої бібліотеки.

Мережеві рішення для АБІС. Мережеве рішення буде залежати від специфіки кожної конкретної бібліотеки, але існують загальні моменти, на які варто звернути увагу.

Як база для роботи автоматизованої бібліотечної системи і частина мережі інституту, комп'ютерна мережа повинна відповідати таким вимогам:

- хорошою масштабованості;
- високої продуктивності;
- керованості.

Хороша масштабованість необхідна для того, щоб можна було міняти число користувачів, що працюють в мережі. Це важливо, тому що на етапі проектування складно визначити динаміку зміни кількості користувачів і збільшення числа робочих місць. Це пов'язано з тим, що одну з основних ролей у розвитку подібного проекту грає фінансування.

Висока продуктивність мережі потрібно для того, щоб якомога більше число читачів могло працювати одночасно з однією програмою. Також повинен бути передбачений доступ по бездротовій мережі Wi-Fi та Wi-Max. Ну і звичайно повинен бути організований віддалений доступ роботи з бібліотекою з використанням WEB-ресурсу.

І нарешті, мережа повинна бути керованою, щоб її можна було легко переналаштувати для задоволення змінених згодом потреб бібліотеки і всього Університету в цілому.

При створенні мережі потрібно враховувати і те, що АБІС побудована за принципом «клієнт-сервер». Отже, мережа теж повинна реалізовувати архітектуру «клієнт-сервер». Існує велика кількість технологічних і архітектурних рішень. У роботі над проектом автоматизованої бібліотеки були розглянуті 4, найбільш поширені, мережеві архітектури:

- маршрутизуються фрагментована магістраль;
- FDDI-магістраль;
- мережа з комунікацією кадрів 100/1000;
- АТМ і комутація кадрів.

Сучасні технології, засновані на комутації, дозволяють не тільки підвищити продуктивність мережі, але й покращити її керованість. Це стає можливим за рахунок так званої віртуалізації мережевих ресурсів, яка дозволяє створювати логічні групи користувачів і комп'ютерів.

Одне із завдань бібліотеки – робота з мультимедійними додатками, а мультимедіа додає особливі вимоги до мережі. Також важливим є питання зберігання і доступу до мультимедійних даних. На сьогоднішній день найбільш поширеним носієм мультимедіа є USB Flash Drive (переносні флеш-модулі пам'яті), USB HDD (переносні жорсткі диски) та CD/DVD компакт-диски. Навіть не дивлячись на те що на сьогоднішній день існують накопичувачі дуже великої ємності, які можна задля безпеки об'єднувати у масиви даних, все рівно слід звернути особливу увагу на питання по використанню гнучких дисків, особливо в якості резервних та архівних копій даних.

Реалізація подібної інтеграції можлива багатьма способами. Ці способи розрізняються по безлічі характеристик, у тому числі щодо структурної організації, за складністю адміністрування, по простоті використання, вартісному фактору і т.д.

Розглянуто були наступні методи:

- установка на кожен приєднаний до мережі ПК власного внутрішнього приводу з додатком набору компакт-дисків;
- забезпечення рівноправного доступу, що дозволяє будь-якому ПК в мережі звертатися за потрібною інформацією до компакт-диску на іншому ПК;
- використання наявного мережного файлового сервера шляхом розширення його функціональних можливостей таким чином, щоб він підтримував операції доступу та управління компакт-дисками;
- використання міні-сервера компакт-дисків, який може бути підключений безпосередньо до мережі і з'єднаний з переносними носіями інформації і файловим сервером. Він знімає з файлового сервера тягар обробки запитів до компакт-дисків, роблячи це самостійно;
- використання міні-сервера, який тільки передає через файловий сервер дані з носіїв інформації користувачам мережі;
- використання виділеного сервера, у завдання якого входить тільки обробка запитів і керування компакт-дисками.

Очевидно, що навантажувати сервер АБІС ще й обробкою запитів до носіїв інформації не варто. Тому розглянуті були варіанти підключення носіїв інформації до мережі бібліотеки, без використання основного сервера. А саме:

- варіант з виділеним сервером носіїв інформації(сервер мультимедіа);
- варіант з автономними дисководами, як найбільш легко реалізується і доволі дешевим способом (при певних умовах).

Висновки про архітектуру мережі та її організації, отримані раніше, дозволяють говорити про два варіанти проекту мережі науково-технічної бібліотеки:

Варіант № 1 – мережа з комунікацією кадрів 100/1000 із виділеним сервером носіїв інформації (рис. 1).

Варіант № 2 – мережа з комунікацією кадрів 100/1000, з індивідуальним доступом до носіїв інформації (рис. 2).

В даному проекті, і у варіанті № 1 і у варіанті № 2, комп'ютерна мережа бібліотеки складається, як мінімум, з 20 комп'ютерів, в тому числі по 1 машині в абонементному залі навчальної літератури, в читальному залі (навчальна література),

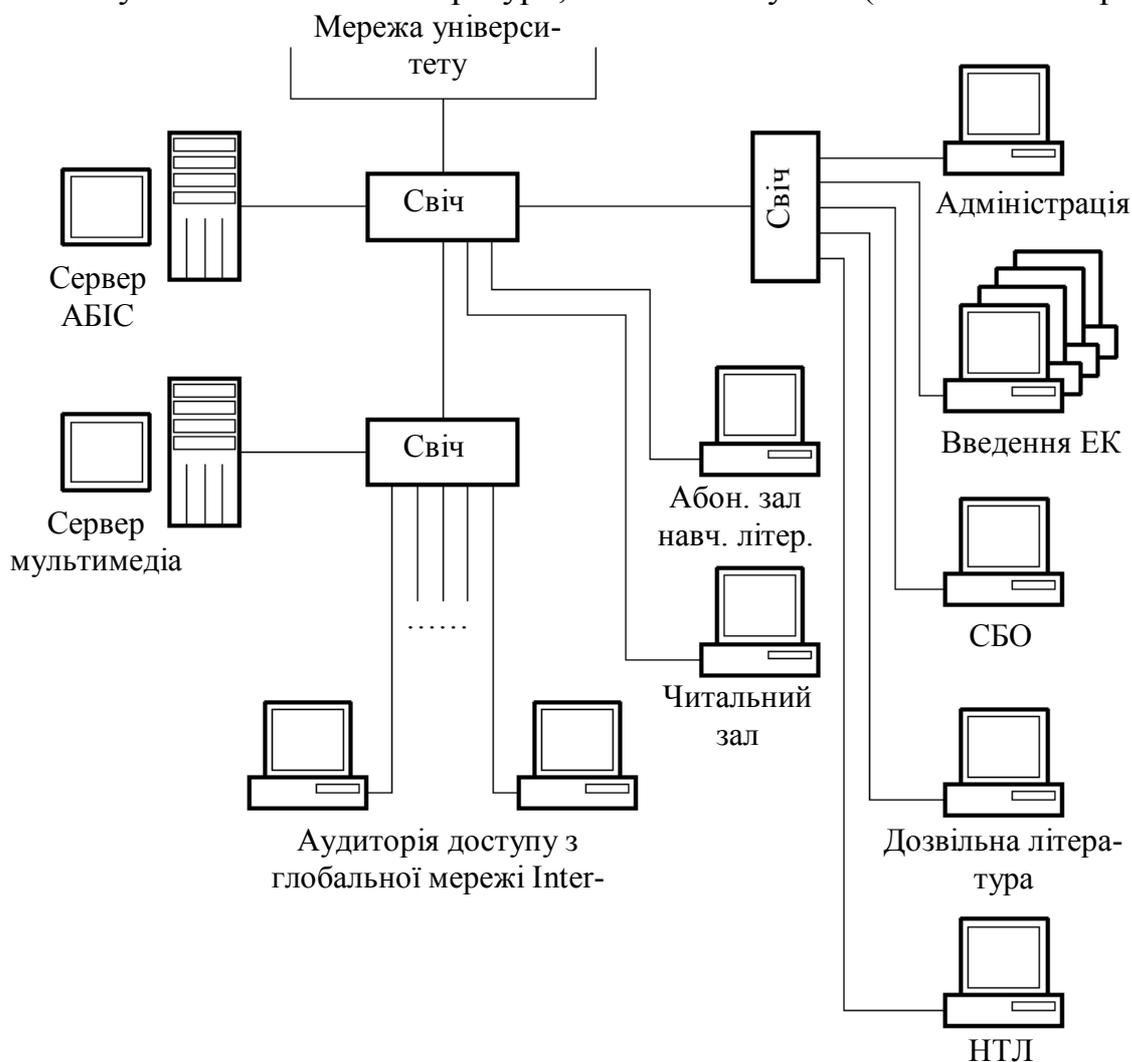


Рис. 1. Схема мережі з комунікацією кадрів 100/1000 із виділеним сервером носіїв інформації

відділі науково-технічної літератури (НТЛ), відділі дозвільної літератури (журналів та преси), довідково-бібліографічному відділі і в адміністрації бібліотеки. На початковому етапі для введення інформації в електронний каталог нових надходжень і переведення вже існуючого каталогу в електронну форму використовується 4 машини. В подальшому, коли весь каталог буде перенесено в базу даних бібліотеки, з завданням каталогізації нових надходжень, при середньому числі нових надходжень 7000 примірників на рік (7000 екз./рік: 220 роб. днів: 40 док/день = 0,8 ~ 1 комп'ютер) буде справлятися 1 комп'ютер.

У класі доступу до мультимедіа, електронного каталогу і Internet знаходиться не менше 8 комп'ютерів. В процесі розвитку бібліотеки, ця кількість може бути збільшена за рахунок машин, що звільнилися від роботи з введення інформації в електронний каталог. Крім звичайних комп'ютерів, в бібліотеці передбачено також сервер автоматизованої бібліотечно-інформаційної системи, а в разі використання виділеного сервера мультимедіа – сервер компакт-дисків.

Так як кількість машин в бібліотеці навряд чи перевищить 50, то всі їх можна об'єднати в один сегмент, але якщо використовувати в мережі виділений сервер носіїв інформації (варіант № 1), то доступ до нього, як зазначалося раніше, повинен здійснюватися по каналах з більш високою пропускнуою здатністю. В цьому випадку, в бібліотечній комп'ютерній мережі необхідне створення швидкісного сегмента, який включити в себе машини з класу доступу і сервер компакт-дисків. Для мережі з автономними дисководами (варіант № 2) в швидкісному сегменті необхідності немає.

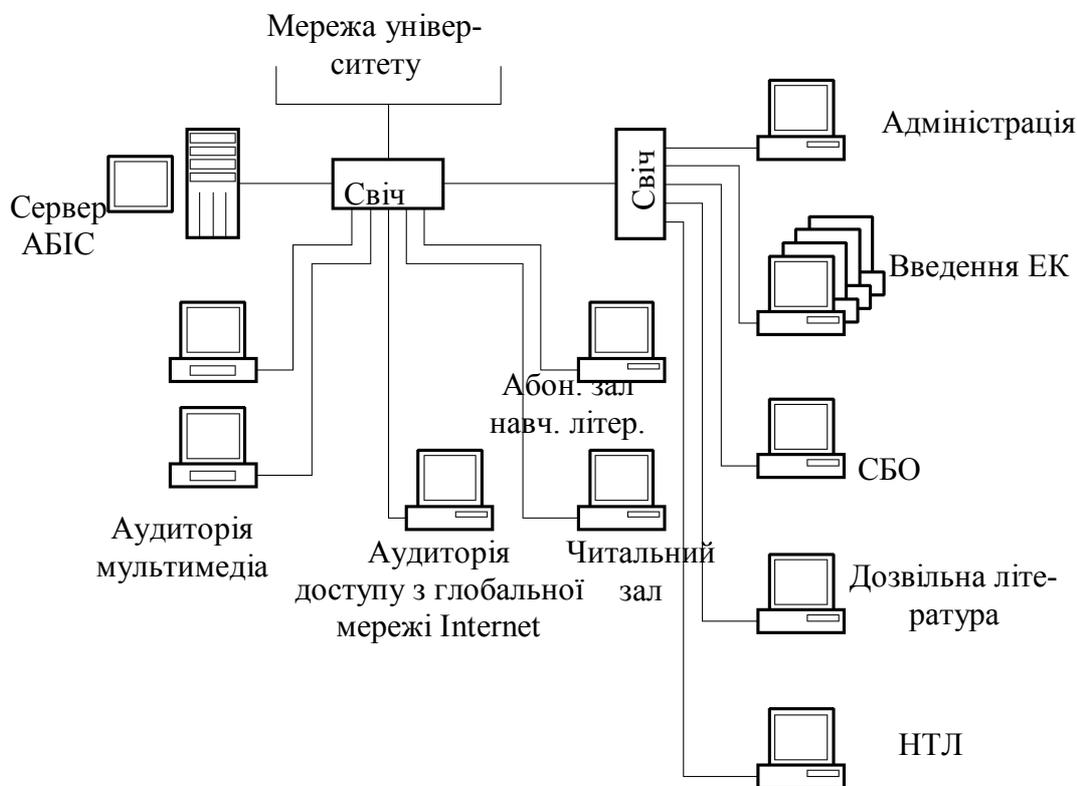


Рис. 2. Схема мережі з комунікацією кадрів 100/1000, з індивідуальним доступом до носіїв інформації

З робочих місць бібліотекарів з СБО, НТЛ, відділу дозвільної літератури, адміністрації бібліотеки, а також з місць операторів введення інформації в електронний каталог, на відміну від місць доступу до ЕК, М/М і Internet, не здійснюється постійний доступ до сервера АБІС. Тому, для того, щоб звернення від всіх цих комп'ютерів окремо не забивали трафік і для полегшення установки і подальшого розширення мережі, доцільно об'єднати їх в окремий сегмент (100Мбіт/с).

Подібне сегментування дозволить без особливих матеріальних витрат змінювати конфігурацію мережі і змінювати функції, що їх звичайними мережевими комп'ютерами.

Автоматизація бібліотеки передбачає роботу зі штрих-кодом (ідентифікація книг та іншої друкованої продукції), тому комп'ютери, які безпосередньо обслуговують читачів, повинні бути оснащені сканерами для його зчитування. Також бібліотека укомплектовується принтерами, характеристики яких напряму залежать від завдань на них покладених. Доступ до бібліотечних джерел буде здійснюватись з використанням системи авторизації по номерах-ідентифікаторах студентських квитків, аспірантських білетів та посвідчень професорсько-викладацького складу і відповідних працівників університету.

Висновки. Методика визначення необхідних компонентів для комплексної автоматизації бібліотек вищих навчальних закладів, таких як власне АБІС, ОС та комунікативні середовища, не включила в себе ряд підготовчих етапів. Але як показує практика, основи, закладені на цих етапах, в подальшому впливають на роботу всієї системи в цілому. Два, найбільш важливі етапи – це попереднє створення електронного каталогу та навчання персоналу бібліотеки роботі на комп'ютері. Це важливо, якщо автоматизація починається з «нуля».

Як правило, вибір системи і її покупка займають за часом не один місяць, а після придбання і установки проходить ще багато часу, перш ніж в ЕК з'явиться достатньо записів для нормальної роботи з читачами. Щоб цього уникнути, варто на основі будь-якої поширеної бази даних (Oracle, ISIS або навіть Access) створити базу даних ЕК за основними полям (автор, назва і т.д.). Після інсталяції АБІС цю БД можна буде за допомогою конвертерів перекачати в основну базу системи. Подібний підхід дозволить не тільки заощадити час, подолати психологічні бар'єри при роботі з комп'ютером у бібліотекарів, а й провести інспекцію бібліотечних фондів та визначити політику наповнення електронного каталогу в подальшому.

Необхідно також зазначити, що відчутні результати з'являться не відразу після установки АБІС. На налагодження роботи бібліотеки потрібен час, але це не привід для відмови від автоматизації, при правильній організації роботи позитивний ефект буде відчутний одразу, особливо студентами.

Список літератури

1. Саркисова И.О. Автоматизация библиотечной деятельности // Ежеквартальный учебно-научно-производственный журнал «Автоматизация и управление в машиностроении». – М.: МГТУ «Станкин», 1998. – №3. – С. 63-73.

2. Г.Н. Востров, Е.В. Малахов, К.С. Синявский. Проект единого информационного пространства Одесского государственного политехнического университета // Труды Одес. политехн. ун-та. – Одесса, 1996. – Вып. 2. – С. 24-29.

3. ГОСТ 7.1-84. Система стандартов по информации и издательскому делу. Библиографическое описание документа. Общие требования и правила составления.

4. Образование, наука, производство: средства и методы автоматизация государственной библиотечной сети Беларуси: тез. докл. науч.- практ. конф. Государственной публичной научно-технической библиотеки России (окт. 2000) / отв. ред. В.Г. Вдовенко. – М.: 2000. – 53 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 10.10.2012*

УДК 665.64

© И.Л. Левчук

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА КАТАЛИТИЧЕСКОГО РИФОРМИНГА В КАСКАДЕ РЕАКТОРОВ

В статье рассмотрена кинетическая модель реакторного блока каталитического риформинга, учитывающая нестационарность процесса и особенности химических превращений реакционной смеси в отдельных реакторах, путем использования индивидуальных настроечных параметров для каждого реактора.

У статті розглянута кінетична модель реакторного блоку каталітичного риформінгу, що враховує нестационарність процесу та особливості хімічних перетворень реакційної суміші в окремих реакторах, шляхом використання індивідуальних настроювальних параметрів для кожного реактора.

In this article proposed the kinetic model of catalytic reforming reactor unit, taking into account non-stationary processes and characteristics of chemical transformations of the reaction mixture in separate reactors by using individual settings options for each reactor.

Известные математические модели процесса каталитического риформинга, построены на основе уравнений описывающих кинетику химического превращения углеводородов в реакторном блоке риформинга и базируются на математической модели Смита [1], получившей дальнейшее развитие в работах Ю.М. Жорова и Г.М. Панченкова [2]. Эти кинетические модели изначально были созданы для описания работы одного реактора каталитического риформинга, а затем распространялись на многореакторный блок. При этом настроечные коэффициенты модели принимались одинаковыми для каждого из трёх реакторов. Такой подход к созданию модели реакторного блока имеет несколько недостатков.

В подобных моделях не полностью учитывается специфика протекания процесса в отдельных реакторах реакторного блока. Так, например, в первом реакторе складываются наиболее благоприятные условия для реакций дегидроциклизации 5-ти и 6-ти членных нафтеннов, что приводит к образованию здесь до 70% ароматических углеводородов. Дегидроциклизация парафинов преимущественно протекает во втором и третьем реакторах. Что касается гидрокрекинга углеводородов, то реакция с наибольшей интенсивностью протекает в последнем реакторе.

Существенным недостатком этих моделей является то, что они не учитывают нестационарность описываемого объекта. В явном виде модель не отслеживает изменение свойств катализатора во времени и не учитывает различную скорость дезактивации катализатора в отдельных реакторах реакторного блока. Все это приводит к утрате моделью способности адекватно описывать объект через определённый промежуток времени и в итоге значительно снижает эффективность использования подобных кинетических моделей в системах оптимального управления.

Анализ указанных недостатков позволил сделать вывод, что для получения модели более точно описывающей процесс каталитического риформинга в каскаде реакторов, необходимо использовать индивидуальные настроечные параметры для каждого реактора.

Целью данной работы является разработка кинетической модели реакторного блока каталитического риформинга, учитывающей нестационарность процесса и особенности химических превращений реакционной смеси в отдельных реакторах блока реакторов риформинга.

Изменение качественного состояния катализатора влияет на интенсивность и глубину химических превращений, что выражается в изменении тепловых и материальных балансов реакторов, а следовательно и выходных температур реакционной смеси при постоянстве температур на входах. При этом молярные тепловые эффекты реакций в рассматриваемом диапазоне температур остаются практически постоянными. Таким образом перепады температур на реакторах косвенно характеризуют степень превращения исходного вещества, а следовательно и качественное состояние катализатора, от которого зависят константы скоростей, входящие в кинетические уравнения модели. Поэтому в кинетической модели учитывающей дезактивацию катализатора, перепады температур должны выступать в качестве корректирующего фактора имеющего связь с настроечными параметрами модели.

При построении модели за основу была принята кинетическая модель Смита, использующая идею об объединении реагирующих веществ по химическим признакам. При этом сырьё (бензиновая фракция) представляется состоящим из трёх обобщённых углеводородов с одинаковым числом углеродных атомов : парафинового **П**, нафтенового **Н** и ароматического **А**, которые могут претерпевать взаимные превращения. Такой подход позволяет учесть увеличение содержания ароматических углеводородов, которые вносят основной вклад в повышение октанового числа риформируемого бензина.

Основные реакции каталитического риформинга, определяющие точность количественных оценок параметров процесса :

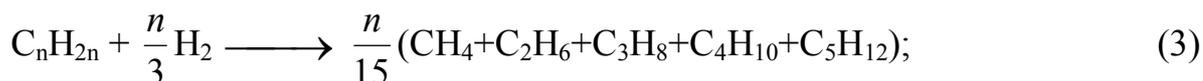
1. Дегидрирование шестичленных нафтененов



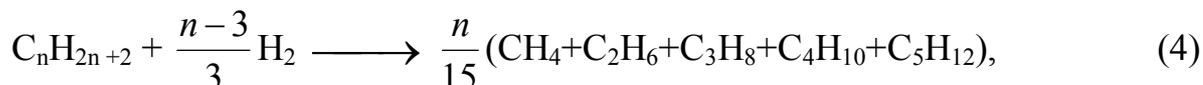
2. Дегидроциклизация парафинов



3. Гидрокрекинг нафтеновых



4. Гидрокрекинг парафиновых



где n - углеводородное число.

Разработанная математическая модель представляет собой три последовательно соединенные модели отдельных реакторов с индивидуальными настроечными коэффициентами K_{c1} , K_{c2} , K_{c3} , объединённых между собой векторами входных и выходных величин. На рис. 1 представлена структурная схема разработанной математической модели реакторного блока каталитического риформинга.

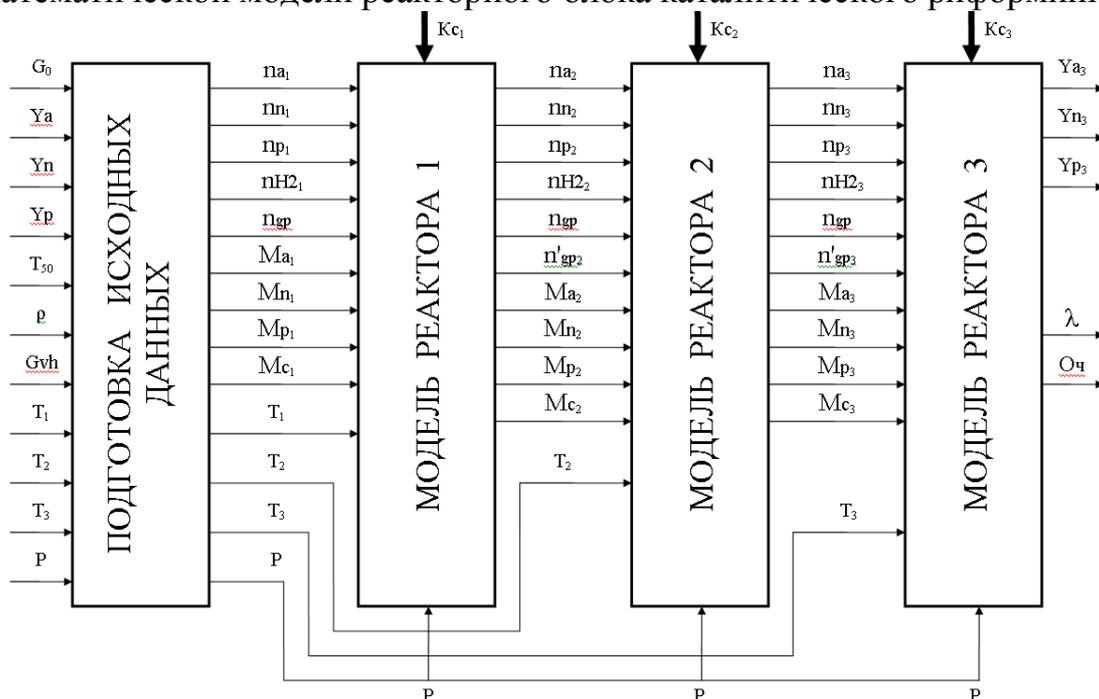


Рис. 1. Структурная схема математической модели блока реакторов каталитического риформинга

Входными параметрами модели являются:

G_0 – расход гидрогенизата на входе реакторного блока;

Y_a , Y_n , Y_p – соответственно, содержание ароматических, нафтеновых и парафиновых углеводородов в исходной смеси;

T_{50} – температура 50-и процентного выкипания исходной смеси;

ρ – плотность исходной смеси;

G_{vh} – расход водородосодержащего газа на входе реакторного блока;

T_1, T_2, T_3 – температуры смеси на входе реакторов P1, P2 и P3;

P – давление смеси на входе реакторного блока;

Выходными параметрами модели являются:

Y_{a3} , Y_{n3} , Y_{p3} – содержание ароматических нафтеновых и парафиновых углеводородов в продуктах реакции;

λ – выход конечного продукта, катализата;

Оч – октановое число получаемого катализата.

Материальный и тепловой баланс химических превращений в отдельном реакторе описывается системой уравнений:

$$\begin{aligned}
 -\frac{dn_{na}}{dG_k} &= k_1 p_n - k_1' p_a p_{H_2}^3; \\
 -\frac{dn_{np}}{dG_k} &= k_2 p_n p_{H_2} - k_2' p_p \\
 -\frac{dn_{ng}}{dG_k} &= k_3 \frac{p_n}{p} \\
 -\frac{dn_{pg}}{dG_k} &= k_4 \frac{p_p}{p} \\
 -\frac{dT}{dG_k} &= \frac{1}{G_{cm} \cdot \bar{C}} \cdot \sum \Delta H_j \cdot \frac{dn_i}{dG_k}
 \end{aligned} \tag{5}$$

где G_k – масса катализатора, кг; dn_{na} , dn_{np} , dn_{ng} – количество нафтеновых углеводородов перешедших в ароматические, парафиновые и газообразные углеводороды в элементарном слое реактора dG_k в результате протекания реакций (1-3) соответственно, Кмоль/ч; dn_{pg} – элементарное количество парафиновых перешедшее в газообразные углеводороды в элементарном слое реактора dG_k , Кмоль/ч; P_a , P_n , P_p , P_{H_2} – парциальные давления ароматических, нафтеновых, парафиновых углеводородов и водорода в реакционной смеси, Па; P – общее давление смеси, Па; k_1 , k_1' – константы скорости прямой и обратной реакции (1); k_2 , k_2' – константы скорости прямой и обратной реакции (2); k_3 , k_4 – константы скорости реакций (3), (4); G_{cm} – массовый поток реакционной смеси, кг/г; \bar{C} – средняя теплоёмкость реакционной смеси, кДж/кг·К°; ΔH_j – тепловой эффект j -той химической реакции, кДж/моль ($j=1..4$ для реакций (1-4) соответственно); dn_i – элементарное изменение i -го компонента в результате реакции протекающей в элементарном слое катализатора dG_k , Кмоль/ч;

Уравнения для констант скоростей химических реакций входящих в (5) имеют вид:

$$\begin{aligned}
 k_1 &= K_c \cdot K_{01} \cdot e^{-\frac{E_1}{RT}}; & k_1' &= K_c \cdot K'_{01} \cdot e^{-\frac{E'_1}{RT}}; \\
 k_2 &= K_c \cdot K_{02} \cdot e^{-\frac{E_2}{RT}}; & k_2' &= K'_{02} \cdot e^{-\frac{E'_2}{RT}}; \\
 k_3 &= K_{03} \cdot e^{-\frac{E_3}{RT}}; & k_4 &= k_3;
 \end{aligned} \tag{6}$$

где K , E – предэкспоненциальные множители констант скоростей и энергии активации реакций (1–4); T – температура реакционной смеси, К°; K_c – корректирующий множитель констант скоростей.

Коррекция модели при дезактивации катализатора осуществляется с помощью корректирующего множителя K_c за счет изменения самых чувствительных предэкспоненциальных множителей, входящих в выражения для констант скоростей k_1, k'_1, k_2 . Начальные значения предэкспоненциальных множителей и энергий активации также уточняются на этапе идентификации математической модели [3], что позволяет учесть особенности химических превращений реакционной смеси индивидуально для каждого реактора. Идентификация модели осуществляется путём минимизации суммы среднеквадратичных отклонений экспериментальных значений выходных величин от значений рассчитанных по модели.

При адекватной модели, перепад температур измеренный на соответствующем реакторе каталитического риформинга, не должен отличаться от перепада температур рассчитанного по модели. В противном случае требуется коррекция модели, осуществляемая изменением корректирующего множителя K_c , который в неявном виде входит в уравнение теплового баланса.

Структура алгоритма реализующего математическую модель процесса каталитического риформинга, представлена на рис. 2.

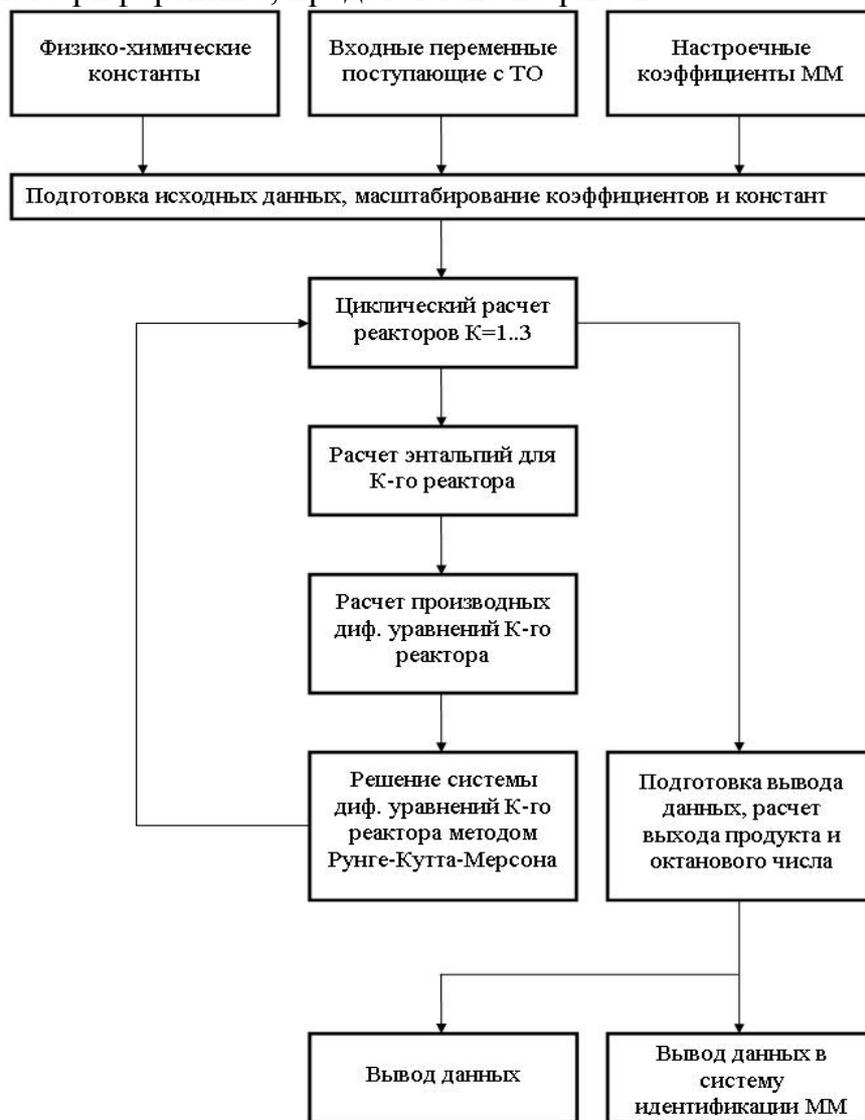


Рис. 2. Структура алгоритма расчета по математической модели

Входными данными для алгоритма является информация поступающая с технологического объекта, а также настроечные коэффициенты математической модели, выдаваемые блоком идентификации параметров и значения физико-химических констант, участвующих в расчетах.

Блок подготовки исходных данных осуществляет преобразование и масштабирование исходных переменных для приведения их к единой размерности и единицам измерений. После чего циклически для каждого реактора вычисляются энтальпии, находятся производные и решается система дифференциальных уравнений методом Рунге – Кутты – Мерсона.

Блок подготовки вывода данных производит расчет количественных и качественных показателей процесса – выхода катализата и его октанового числа.

Блок вывода данных передает информацию в графический интерфейс пользователя, для отображения в понятной человеку форме. А блок вывода данных в систему идентификации передает информацию о рассчитанной разности температур на входах-выходах реакторов, а также выход катализата и его октановое число, на вход блока идентификации настроечных коэффициентов модели.

Вывод: для проверки адекватности разработанной математической модели использовались экспериментальные данные полученные с установки каталитического риформинга Л-35-11/300 Кременчугского НПЗ. Анализ суммы среднеквадратичных отклонений параметров рассчитанных по разработанной модели и экспериментальных данных реального процесса показал на 3-7% меньшую ошибку, в сравнении с моделью с одинаковыми настроечными коэффициентами отдельных реакторов. Это позволяет сделать вывод, что представленная модель более точно аппроксимирует процессы протекающие в отдельных реакторных, а следовательно и во всем реакторном блоке каталитического риформинга в целом.

Список литературы

1. Smith J.M. Chemical engineering kinetics /J.M.Smith – McGraw-Hill – 1981, – P.676
2. Жоров, Ю.М. Моделирование физико-химических процессов нефтепереработки и нефтехимии / Ю.М. Жоров – М.:Химия, 1978. – 376 с.
3. Тришкин В.Я. Идентификация математической модели блока реакторов каталитического риформинга с использованием информационной оценки точности моделирования. /В.Я. Тришкин, Г.И. Манко, В.И. Пинский, И.Л. Левчук // Автоматика, Автоматизация, Электротехнические комплексы и системы. [Научно-технический журнал]. –2001 № 1(8)., С. 12-15.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 10.10.2012*

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ХРАНЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ЗЕРНА

Проанализированы типовые структуры управления предприятием хранения и переработки зерна. Рассмотрены наиболее актуальные задачи управления и факторы, препятствующие решению этих задач. Предложен подход, упрощающий решение актуальных задач управления посредством агрегирования стандартных и нестандартных средств автоматизации в интегрированную АСУ.

Проаналізовані структури управління підприємствами зберігання і переробки зерна. Розглянуті найбільш актуальні задачі управління та фактори, що перешкоджають рішенню цих задач. Запропоновано підхід, що спростить рішення найбільш актуальних задач управління за допомогою агрегування стандартних та нестандартних засобів автоматизації в єдину інтегровану АСК.

The analytical overview of typical enterprise management institutions of storage and grain processing is given. The most urgent tasks of management, the solution and factors preventing solution of these tasks are indicated. The approach to simplify the solution of the most urgent task management through the aggregation of standard and custom automation tools into a single integrated automatic control system is suggested.

Введение. В настоящее время Украина по валовому сбору зерна входит в первую десятку мировых производителей. Отрасль хранения и переработки зерна формируют, прежде всего, крупные компании, содержащие десятки элеваторов, комбинатов хлебопродуктов, мельниц, маслоэкстракционных заводов.

Основная структурная единица отрасли – комбинат хлебопродуктов (КХП). Типовой КХП, как правило, содержит в своем составе элеватор хранения семян, комбикормовый завод, мельзавод и(или) крупозавод. В связи со сложившимися экономическими условиями, большинство КХП работают как элеваторы. Крупозаводы, комбикормовые заводы, мельницы работают не на полную мощность либо остановлены. В силу этого, склады хранения готовой продукции данных предприятий реконструируются в элеваторы. Элеватор – сложное с точки зрения управления производство, объединяющее такие подразделения как финансовые, плановые и службы реализации, различные технологические участки, требующие разработки, внедрения или модернизации средств и систем управления технологическими процессами.

Разработка АСУ ТП и АСУП на КХП затруднена из-за отсутствия общего научно обоснованного подхода к организации целевых систем управления и поддержки принятия решений. Разрозненные АСУ отдельными технологическими процессами, как правило, либо разрабатываются по исходным требованиям, предъявляемым узкими специалистами предприятия, либо используют в своей основе старые проектные решения и ориентированы на замену устаревшей элементной базы. Как следствие, использование сверхсовременных и дорогих технических средств – датчиков, промышленных контроллеров, мощных компьютеров и вычислительных сетей, – не вносит новые качества в управле-

ние технологическими процессами и производством в целом. Возникает необходимость обосновать пути решения задач автоматизации производственных и технологических процессов на КХП.

Цель исследований. Исходя из анализа организационных структур КХП, обосновать направление и пути решения задач разработки целевых АСУП и АСУ ТП комбинатов хлебопродуктов, объединяемых в интегрированную АСУ предприятия, что способно привнести новые качества в управление процессами на КХП, в том числе и в поддержку принятия решений на уровне руководства.

Основной материал исследований. Согласно классификации организационных структур управления[1] для большинства элеваторов, входящих в состав крупных компаний, характерна линейная рис. 1, а для КХП линейно-функциональная организационная структура управления рис. 2.

Преимущества линейной структуры: простота применения, четкое распределение обязанностей и ответственности, благоприятные условия для принятия оперативных решений и поддержания дисциплины.



Рис. 1. Линейная структура управления элеватором

Недостатки: жесткость управления, неприспособленность к развитию, ограничение инициативы работников. Чаще всего на элеваторах, входящих в состав крупных компаний, технические службы и бухгалтерия отсутствуют. Обязанности, присущие для этих функциональных подразделений частично, на уровне первичного учета и обслуживания выполняют обычные исполнители. Остальные функции передаются на более высокий административный или функциональный уровень.

В линейно-функциональной структуре управления КХП сохраняется единоначалие, но по отдельным функциям управления формируются соответствующие подразделения, которые традиционно делятся на два блока: производственный и финансово-коммерческий. Наряду с линейными руководителями подразделений в штат вводятся руководители функциональных подразделений. К таким подразделениям относятся отделы: финансовый, плановый, технический, инвестиций, инноваций и др. Основное назначение функциональных подразделений – подготовка аналитической информации для принятия решений лицом, принимающим решение, ЛПР.

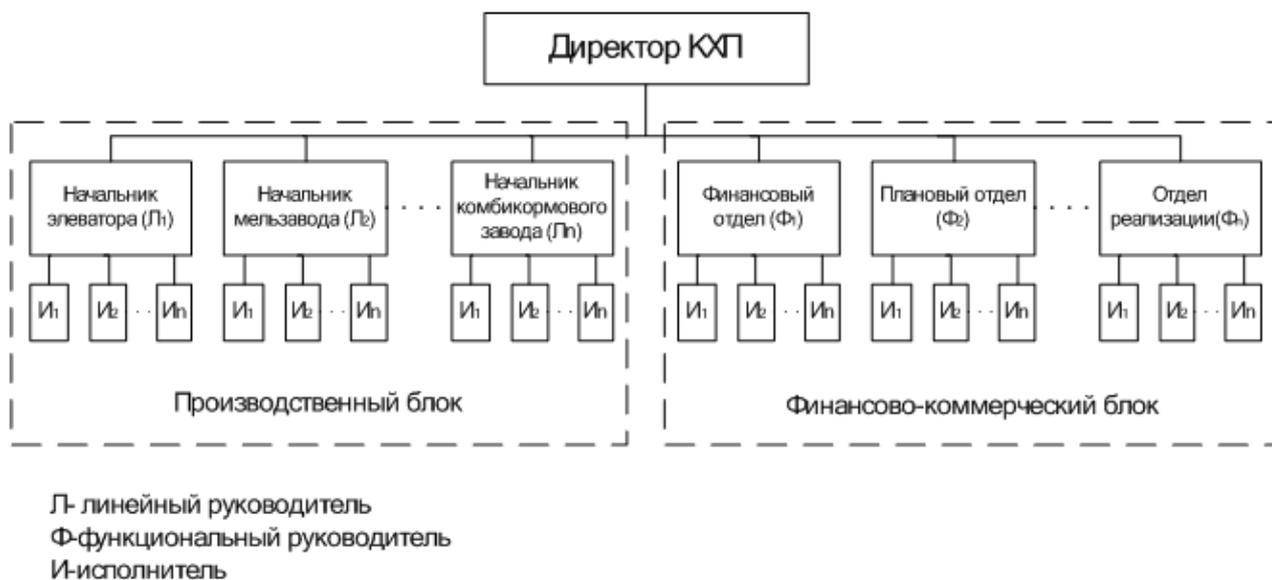


Рис. 2. Линейно-функциональная структура управления КХП

Наряду с достоинствами такой структуры (профессиональная специализация, стимулирование инициативы работников, оптимизация материальных затрат и других), функциональные подразделения нередко затрудняют координацию управленческих решений. Между функциональными подразделениями зачастую возникают конфликты интересов, неподчиненные общим целям и задачам организации[2]. Это приводит к удлинению цепи реализации решений ЛПР для непосредственного исполнителя в условиях размытости обратных связей в управлении.

Для некоторых крупных компаний характерна дивизиональная структура управления (см. рис.3) с ориентацией на конечный продукт. При этом горизонтальные связи между направлениями по продуктам отсутствуют. Чаще всего дивизиональная структура является закрытой, что является основным препятствием к систематизации структуры управления компанией. Поэтому создание АС для таких компаний, является эксклюзивной разработкой и тиражированию не подлежит. Некоторые компании, остерегаясь несанкционированного доступа к финансово-коммерческой информации, идут на дополнительные затраты по содержанию специализированных подразделений по разработке автоматизированных информационных систем (АИС). При этом первоочередное внимание уделяется интегрированию данных, прежде всего, финансово-коммерческой деятельности с ориентацией на конкретное ЛПР.

В рамках АИС, без учета производственной информации, затруднительно или невозможно построить адекватные инфологические модели. Эффективность АИС практически исчерпала свои потенциальные возможности и не может быть повышена без комплексного разностороннего учета информации, характеризующей не только финансово-коммерческую деятельность, но и производственную.

Уменьшить влияние рассмотренных выше недостатков можно посредством создания проблемно ориентированных комплексов (ПОК) поддержки принятия решений ЛПР, тем более что вся необходимая информация для этого ча-

ще всего уже функционирует в локальных АСУ. Задача состоит в выделении и предоставлении необходимой проблемно ориентированной информации ЛПР с определением ее значимости и оценкой. Рассмотрим типовые, уже функционирующие, системы.



Рис. 3. Дивизиональная (продуктовая) структура управления крупной компанией

В АСУ ТП элеватора автоматизации подлежат задачи реализуемые при помощи:

- Стандартных средств: перемещение зерна по транспортно-технологическим маршрутам; взвешивание, дозирование; аспирация; вентилирование.
- Нестандартных средств: термометрия; сушка зерна; непрерывное измерение уровня зерна в силосах и др.

Задачи, реализуемые в АСУТ, при помощи стандартных средств:

- Типовые задачи учета: бухгалтерского, налогового, производственного, кадрового, складского и пр.
- Специфические задачи: количественно-качественный анализ зерна, учет движения зерна и т.п.

Указанные системы функционируют локально. Информационные модели для решения проблемных задач отсутствуют.

Несмотря на огромные потенциальные возможности, сложившегося рынка оказания разнообразных услуг по автоматизации, ряд задач не решен, что обусловлено следующими факторами:

1. В 90-2000-х годах на потребности автоматизации АПК выделялось финансирование, достаточное для поддержания или модернизации существующих систем разработки 50-70-х годов прошлого столетия.
2. Недостаток объективных знаний возможностей АСУ со стороны заказчика приводит к недооценке значимости автоматизации или к завышенным ожиданиям.
3. Недостаток знаний предметной области АПК специалистами предприятий, специализированных на оказании ИТ-услуг (технологий).

Эти факторы обуславливают ситуацию, когда решение задач автоматизации выполняются в рамках сложившегося документооборота с теми же функциями и ограничивается модернизацией технического обеспечения АС. Орга-

низационная и функциональная структура, как предприятий, так и АС, остается без изменений. Следовательно, качество управления существенно не меняется. Системы АСУ ТП и АСУП продолжают оставаться автономными.

Между тем, некоторые задачи автоматизации успешно решаются и в рамках автономных подсистем стандартными (первый класс задач) либо нестандартными средствами (второй класс задач) и техническими решениями.

К первому классу относятся типовые задачи АСУП, которые реализуются с использованием комплекса 1С, а также типовые задачи АСУ ТП, реализуемые при помощи систем SCADA и т.п.

Ко второму классу задач относятся задачи, которые не могут быть успешно решены при помощи стандартных средств и их решение требует учета отраслевой специфики. К таким задачам относят: количественно-качественный анализ и учет зерна; измерение влажности зерна в потоке; измерение температурного поля массива хранящегося зерна; непрерывное измерение уровня зерна в силосах; учет движения зерна; системы поддержки принятия решений и другие.

Как правило, задачи первого класса решаются организациями, которые являются официальными дилерами мировых производителей. Основной недостаток этого подхода – отсутствие у предприятий-разработчиков специалистов, хорошо знающих предметную область, а также функциональные возможности поставляемого оборудования, обусловленные универсальностью и избыточностью применяемых систем, что в ряде случаев ведет к снижению надежности, невозможности учета специфики предприятия, а значит, более низкому уровню автоматизации.

Решением второго класса задач, как правило, занимаются отечественные специализированные предприятия и организации. Их продукция предметно-ориентирована, часто уникальна и относится к нестандартному оборудованию. Специалисты, создающие такое оборудование, прекрасно знают предметную область и являются профессиональными разработчиками. Это позволяет им создавать конкурентоспособную, предметно-ориентированную, в ряде случаев значительно более надежную продукцию. Нестандартное оборудование требует дополнительных затрат на сертификацию и метрологическую аттестацию, что в условиях риска неоднозначности конечного результата, в глазах заказчика, приводит к недостаточному финансированию и ограничивается как правило мелкосерийным или единичным производством.

Системы, реализованные с использованием серийных стандартных и уникальных нестандартных средств, сегодня функционируют локально и никак не взаимодействуют между собой. Объединение хорошо зарекомендовавших себя систем, использующих как стандартные, так и нестандартные средства, в единую интегрированную АС, позволяет уменьшить недостатки и повысить эффективность каждого из подходов за счет общесистемных факторов.

Однако, принципиальные концептуальные отличия в построении SCADA систем и систем 1С не позволяет их непосредственную интеграцию с использованием инфологических моделей управления. Информационные связи подсистем АСУ ТП с подсистемами АСУП реализуемые путем простой передачи данных малоэффективны и, чаще всего, не применяются в силу ряда технических ограничений, но это не основное препятствие создания интегрированных АСУ.

Главная сложность состоит в том, что каждая из систем предназначена для различных целей и может эффективно использоваться только по прямому назначению. На основе ни одной из них нельзя создать, например, полноценную систему поддержки принятия решений ЛПР крупной компании.

Создание интегрированной АСУ за счет общесистемных факторов позволит решить задачи, решение которых в рамках локальных подсистем затруднительно или невозможно. К таким задачам относятся:

1. Сушка зерна в автоматизированном режиме. Сушка зерна – важнейший этап технологических процессов хранения и переработки, от результатов которого, зависят как потребительские, так и технологические характеристики качества зерна. Так, отклонение от целевого значения влажности в сторону увеличения может привести к самовозгоранию в процессе хранения, а отклонение в сторону уменьшения – к ухудшению потребительских характеристик, а значит к упущенной выгоде. Оператор судит о технологическом процессе и качестве зерна субъективно, основываясь на собственном опыте, так как нет возможности измерить показатели качества в ходе процесса. Выводы о технологическом процессе делаются по текущим значениям температуры и влажности, а повлиять на его ход можно только заданием времени цикла сушки и режима работы горелки. Автоматизация управления горелкой без модели управления невозможна.

Построение модели управления, которая бы позволила по наблюдаемым технологическим параметрам судить об ожидаемых потребительских характеристиках качества зерна без модели знаний оператора невозможно. Управление сушкой зерна на основе детерминированных моделей, несмотря на многочисленные упоминания в печати, на практике не известно. Как следствие, управление сушкой осуществляется вручную и полностью зависит от квалификации оператора.

Таким образом, разработка модели управления процессом сушки зерна в автоматизированном режиме – актуальная задача, решение которой позволяет исключить неквалифицированные действия оператора, а значит, уменьшить вероятность ухудшения качества зерна. Решение этой задачи сопряжено с определением взаимосвязи и значимости связей между наблюдаемыми параметрами технологического процесса и показателями качества зерна. Параметры технологического процесса (температура, влажность, время срабатывания, интервал цикла, степень открытия заслонки горелки) контролируются в АСУ ТП процесса сушки зерна, а показатели качества зерна, такие как белок, клейковина, и прочее – на АРМ лаборатории качества.

Реальная альтернатива детерминированных моделей – модель знаний с использованием аппарата нечеткой логики, обеспечивающая увязку контролируемых технологических параметров с качественными характеристиками зерна, определяемыми в лабораторных условиях. Своевременное включение в модель сушки качественных характеристик зерна на входе сушилки упрощает задачу построения модели знаний, позволяющей существенно повысить качество решения основной задачи – доведение качественных характеристик зерна до заданных значений.

2. Уменьшение энергозатрат. В процессе хранения зерна очаги самосогревания, о наличии которых судят по показаниям системы термометрии, разрушают при помощи перемещения зерна из одной емкости хранения зерна в

другую с одновременным охлаждением. Безответственность работников, в ряде случаев, приводит к несвоевременному выявлению очагов самосогревания.

Интегрирование подсистем – термометрии, перемещения зерна, учета движения зерна, вентиляции и подсистемы потарифного учета электроэнергии – позволит в автоматическом режиме: выявить очаги самосогревания; определить наличие свободных емкостей; находить оптимальный маршрут перемещения зерна и время его выполнения; выполнить контроль процессов хранения зерна в автоматическом режиме. Это минимизирует влияние человеческого фактора, что ведет к исключению неоправданных потерь, как качества зерна, так и энергозатрат на перемещение зерна.

Кроме того, потребность в нахождении оптимального маршрута возникает при решении задач приема-отгрузки зерна. Выполнение операций приема-отгрузки без данных подсистемы учета и движения зерна приводит к путанице обусловленной влиянием человеческого фактора. Интегрирование подсистемы учета движения зерна и подсистемы управления маршрутами позволяет выполнять технологические операции по оптимальному маршруту, по критерию минимизации энергозатрат с учетом состояния технологического оборудования, возможности обхода оборудования вышедшего из строя, путем создания альтернативного маршрута.

Моделирование процессов самосогревания зерна позволит значительно уменьшить затраты при управлении системой вентиляции, аспирации и пр.

3. Сокращение или исключение потерь, обусловленных хищением. Некоторые подходы минимизации потерь, обусловленных этим фактором, изложены [3]. Но эффективно решить эту задачу невозможно без создания: интегрированных систем с единой информационной базой АСУ ТП и АСУП; логических моделей проверки перемещения зерна от операции приемки до операции отгрузки, с учетом выявленных узких мест и принятия соответствующих мероприятий, обеспечивающих взаимоконтроль работников ответственных за производственный технологический учет.

4. Выполнение операций приема-отгрузки зерна с заданной производительностью. При приеме-отгрузке, прежде всего в портовых элеваторах, возникает задача управления маршрутом перемещения с заданной производительностью. Жесткий регламент отгрузки на судно, штрафные санкции за простой, обуславливают необходимость выполнения отгрузки с максимально возможной заданной производительностью, что может приводить к завалам на участках транспортировки. Для устранения завалов необходимо в «узких местах» контура управления исполнительными механизмами (ИМ) устанавливать конвейерные (секционные) весы, выполняющие функцию интеллектуального датчика производительности. В зависимости от результата измерений необходимо увеличивать или уменьшать интенсивность отгрузки посредством регулирования вращения ИМ (скорости конвейерной ленты маршрута). Решение этой задачи в рамках системы автоматического регулирования (САР) не всегда приводит к необходимому результату. Эффективность решения этой задачи значительно повышается при применении модели управления с использованием данных задач учета перемещения зерна (АСУП) и подсистемы непрерывного измерения

уровня зерна в силосах хранения (АСУ ТП), решение которых в рамках SCADA-систем затруднительно или невозможно.

5. Создание систем поддержки принятия решений. Принятие управленческих решений в современных условиях, как отмечает некоторые авторы, скорее искусство, чем наука и требует творческого подхода. Поэтому игнорирование учета индивидуальных особенностей и специфики индивидуальных качеств ЛПР в процессе принятия решений существенно снижает или делает бесполезными всякие системы поддержки принятия решений. Лучше всего эту ситуацию характеризует мнение, что всякая бухгалтерия имеет двойное дно. В реальных условиях и двойное, и тройное, и т. д. Одно дно для налоговой отчетности, второе – бухгалтерской отчетности и создание соответствующего имиджа, третье – теневые, личностные не декларируемые интересы и т.п. Основная трудность создания эффективных систем поддержки принятия решений связана не только с техническими трудностями реализации, а, прежде всего, с искусством получения эксклюзивной информации от ЛПР о технике принятия им управленческих решений. Чем выше административный уровень ЛПР, тем сложнее выйти на необходимый доверительный контакт с ним. Как правило, попытки организации таких контактов заканчиваются ссылками на отсутствие времени, занятость или недоверием к разработчику. Поэтому создание систем поддержки и принятия решений ограничивается возможностью оперативного доступа ко всей базе данных интегрированной АСУ и, в лучшем случае, с учетом индивидуальных особенностей восприятия информации конкретного ЛПР, реализуемых через человеко-машинный интерфейс. Альтернатива такому подходу есть полностью закрытые эксклюзивные системы принятия решений ЛПР. Поэтому создание систем поддержки принятия решений в сложившихся условиях, посредством проблемно-ориентированных комплексов, базирующихся на интегрированных АСУ с использованием инфологических моделей ЛПР, является актуальнейшей задачей для ряда ответственных работников крупных компаний.

Выводы. Применение серийных выпускаемых типовых стандартных средств в АСУП и АСУ ТП предприятий в отрасли хранения и переработки зерна практически исчерпала свои потенциальные возможности.

Включение в состав типовых АСУП и АСУТП нестандартных средств позволяет упростить решение ряда актуальных задач автоматизации.

Создание проблемно-ориентированных комплексов на базе интегрированной АСУ, с включением в их состав сертифицированных объектно-ориентированных нестандартных средств, – наиболее рациональный путь дальнейшего повышения эффективности АСУ отрасли.

Наиболее эффективная практическая реализация указанных задач возможна посредством комбинирования функциональных и технических решений для АСУ, основанных на использовании стандартных средств с нестандартными, специализированными для КХП средствами автоматизации.

Список литературы

1. Сафронов Н.А. Экономика предприятия: Учебник.- М.: Юристъ, 1998. - 584 с.
2. Карпов В.И., Мышенков К.С., Новицкий В.О. Типовая отраслевая система управления для предприятий агропромышленного комплекса//Пищевые продукты XXI века: Сб.

докл. Юбил. междунар. науч.-практ. конф./МГУПП: В 2 т.- М.: Изд. комплекс МГУПП, 2001.- Т.2.- С.211-214.

3. Иванчиков А.В. Автоматизация учета на элеваторе//Хранение и переработка зерна.- 2011.- №11(149).- С. 35-37.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 11.10.2012*

УДК 621.314.57:621.3.064.4

© С.М. Ткаченко, А.В. Маслов

ПИТАННЯ ІСКРОБЕЗПЕКИ ПРИ ВИМІРЮВАННІ ТЕМПЕРАТУРИ В СИЛОСАХ ЕЛЕВАТОРІВ

Розглянуто проблеми іскробезпеки, що виникають під час експлуатації цифрових термопідвісок у системах термометрії силосів елеватора та запропоновано шляхи їх вирішення.

Рассмотрены проблемы искробезопасности, возникающие при эксплуатации цифровых термоподвесок в системах термометрии силосов элеватора и предложены пути их решения.

Problems spark safety arising during operation of digital thermometry systems in silo elevator and proposed solutions.

Вступ. Поява на ринку України напівпровідникових інтелектуальних вимірювачів температури, а саме, датчиків з інтерфейсом 1-Wire фірми Dallas Semiconductor, призвело до їх впровадження в системи вимірювання температури вітчизняного виробництва. Насамперед, це стосується елеваторів, де вкрай складно і затратно використовувати системи термометрії на базі популярних промислових контроллерів і мов програмування, що відповідають МЕК 61131. Складність використання стандартного обладнання обумовлена великою кількістю точок контролю температури в силосах елеватора. Ця кількість становить, в залежності від обсягів збереження елеватора від декількох сотень до 6-8 тисяч точок. Тому для вимірювання температури використовуються переважно вітчизняні розробки, більш дешеві у виготовленні, монтажі та обслуговуванні.

Конкуренцію вітчизняним розробкам на ринку України можуть скласти канадські системи термометрії, проте застосоване в них технічне рішення – використання в якості первинних перетворювачів термопар і комутація каналів вимірювання за допомогою шаф реле з позолоченими контактами – в СРСР було визнане морально застарілим ще в 60-х роках минулого століття. Причина – дорожнеча в експлуатації, висока похибка вимірювань, відсутність дієвих методик метрологічної повірки та налагодження. В СРСР традиційно застосовувалися термопідвіски у металевому рукаві на основі терморезистрів, комутованих через шафи реле з мідними контактами на вимірювальний міст. Підстроювання і регулювання таких вимірювачів здійснюється відмотуванням та домотуванням резисторів вимірювального мосту, що дозволяло вийти на необхідну граничну похибку вимірювань $\pm 2^{\circ}\text{C}$. На теперішній час такі системи контролю теж вважаються застарілими через

дорожнечу обслуговування і ремонту. З одного боку, підстроювання системи термометрії під терморезистор трудомістке і вимагає високої кваліфікації, з іншого – реле для системи термометрії на основі вимірювання термоопору в Україні не виробляються, а ціна імпортованих досягає 15-20 у.о. за штуку, що для підприємств неприйнятно [1].

Через зазначену причину, на елеваторах України йде заміна застарілих аналогових термопідвісок на цифрові, побудовані на базі датчиків DS18B20 фірми Dallas Semiconductor.

Автоматизація процесу термометрії на основі цифрових термопідвісок ускладнена перш за все з вимогами іскробезпеки, недотримання яких в елеваторах по пшениці призводить до виходу з ладу датчиків й ушкодженню обладнання термометрії, а в елеваторах по соняшнику, які існують на олієекстракційних заводах, ОЕЗ, існує також небезпека вибуху метану, що виділяється продуктом.

Мета і задачі статті. Мета представленої публікації – обґрунтування технічних рішень, що дозволяють задовольнити вимоги з іскробезпеки при вимірюванні температури зерна у силосах елеватора. Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні задачі:

- визначити фактори небезпеки, що виникають під час експлуатації систем термометрії на основі цифрових термопідвісок;
- обґрунтувати вимоги, що пред'являються до апаратури системи термометрії у силосах елеватора;
- розробити рішення, що дозволяють забезпечити вимоги до систем термометрії на елеваторі.

Викладення основного матеріалу.

Визначення факторів небезпеки. Термопідвіски виробляють на ряді підприємств України та близького зарубіжжя. Для більшості з них існує ряд спільних властивостей, що створюють можливість іскроутворення.

По-перше, корпуси цифрових термопідвісок виконуються на основі пластикових труб або металевих рукавів. Пластикові труби більш дешеві у виготовленні і тому найбільш поширені, але їх експлуатація пов'язана з накопиченням зарядів статичної електрики і виникненням іскор розряду.

По-друге, дрежелом іскроутворення є електричні кола апаратури автоматики, а саме: інтерфейси термопідвісок, інтерфейс передачі даних системи термометрії, контроллери, що обслуговують термопідвіски, мережа живлення контролерів.

Вказані властивості формують основні фактори іскробезпеки експлуатації систем термометрії на основі цифрових термопідвісок: конструктивний і схемотехнічний.

Обґрунтування вимог до апаратури системи термометрії у силосах елеватора. Відповідно до існуючої в Україні нормативно-правової бази, до апаратури автоматики, що розташована у вибухонебезпечній зоні, зокрема елеваторів ОЕЗ, пред'являються вимоги з іскробезпеки обладнання відповідно до категорії ПВ[2]. Таким чином, за умови застосування напруги 24 В, струм, що споживається апаратурою автоматики не повинен перевищувати 467 мА (коефіцієнт запасу 1,5 для граничної активної складової струму 700 мА)[3]. Індуктивна скла-

дова струму не враховується, оскільки існуючі схемотехнічні рішення апаратури термометрії практично не містять індуктивної складової.

Розробка рішення по забезпеченню вимог з іскробезпеки. Існує два напрями з забезпечення іскробезпеки системи термометрії – організаційно-технічний та технічний.

Організаційно-технічний шлях більш простий, і на сьогоднішній день він дозволяє застосувати наступні заходи:

- застосування термopідвісок переважно у металевому рукаві з виконанням заземлення;
- у разі неможливості, або економічної недоцільності використання металевого корпусу рекомендується використовувати пластикові термopідвіски ТП-КТ-8. Вони виробляються ДНВП «Ельдорадо», сертифіковані відповідно до групи іскробезпеки ПВ і мають вбудовану схему гасіння зарядів статичної електрики;
- у разі технічної доцільності використовувати сертифіковані по ПВ контроллери термометрії ДКТ-1, що виробляються на ДНВП «Ельдорадо», які також мають вбудовані схеми гасіння статичної електрики термopідвісок;
- відділяти іскробезпечну зону від небезпечної по лініям зв'язку сертифікованим в Україні іскробар'єром;
- джерело живлення апаратури системи термометрії розміщувати в іскробезпечній зоні і також відділяти від апаратури сертифікованим іскробар'єром.

Організаційно-технічні заходи не завжди здатні ефективно вдовольнити вимоги з іскробезпеки.

По-перше, сертифіковані іскробар'єри в Україні в умовах розподіленої структурної схеми, довгих ліній і великої кількості одиниць обладнання самі по собі не здатні забезпечити входження системи термометрії у вимоги до групи ПВ через імовірність ушкоджень довгих ліній чи вузлів системи.

По друге, застосування контроллера ДКТ-1 не завжди виправдане з таких причин:

- великі підприємства по зберіганню і переробці зерна, зокрема ОЕЗ, мають високу ступінь автоматизації на базі стандартних промислових контролерів, що вимагає наявності стандартних протоколів і інтерфейсів, які на ДКТ-1 відсутні;
- сполучення існуючого рішення з промисловими системами автоматизації можливо лише з використанням проміжного нестандартного конвертуючого обладнання, що не вигідно підприємству-замовнику.

Ми пропонуємо модернізувати існуючий ДКТ-1 для використання в мережах стандартних промислових контролерів без втрати властивостей іскрозахисту відповідно до групи ПВ.

Розглянемо потенційно іскробезпечні ланцюги контроллера, які виникають під час модернізації:

- 12 каналів зв'язку з датчиками термopідвісок по інтерфейсу 1-Wire;
- канал зв'язку з обладнанням промислової автоматики;
- канал живлення контроллера.

Датчики у термopідвісці включені за двохпровідною схемою з використанням для живлення заряду паразитної ємності лінії зв'язку. В загальному випадку одна термopідвіска містить 15 датчиків, але їх кількість може, залежно від особливостей об'єкта впровадження, зрости до 25. До одного контроллера термометрії

звичайно підключається 12 термopідвісок, хоча потреба в них може варіюватися від 3 до 18. Для захисту від статичної електрики в існуючій схемі ДКТ-1 застосовано супресори на 6,8 В, включені між лініями зв'язку, живлення та загальним проводом кожного каналу зв'язку з термopідвіскою. Управління датчиками температури в системі на базі ДКТ-1 здійснюється за циклічним протоколом:

- розсилка спільної команди вимірювання всім датчикам термopідвіски;
- пауза 500 мкс, необхідна для проведення вимірювання;
- індивідуальне опитування всіх датчиків термopідвіски за їх адресами;
- перехід до наступної термopідвіски.

Споживаний струм датчика DS18B20 під час вимірювання становить 3-5 мА, і на одну термopідвіску з 15 датчиками може досягати 75 мА. Це вкладається у вимоги ПВ за граничним споживаним струмом у 467 мА з напругою 24В, проте, якщо врахувати додаткове енергоспоживання самим контроллером і лінією зв'язку, загальна дозволена за іскробезпекою кількість контроллерів ДКТ-1 у системі обмежується 3-4 штуками, за потреби у 12-18 штук. Виробнику за допомогою додаткових схемотехнічних рішень вдалося знизити струм живлення контроллера до 40-50 мА, але при цьому виникли істотні обмеження на кількість датчиків у термopідвісці, що викликало необхідність застосовувати нестандартний канал зв'язку. Крім того, якщо в одній термopідвісці виявилися датчики, які споживають збільшений, але допустимий за їх паспортом струм, частина з них буде непрацездатною, оскільки їм не вистачить струму живлення, який надходить з паразитної ємності каналу зв'язку.

Для керування датчиками температури, нами запропоновано технічне рішення, що дозволяє без істотних обмежень за кількістю датчиків і без необхідності застосовувати нестандартний інтерфейс вкласти вимоги з іскробезпеки ПВ. Для цього досить використовувати у керуванні вимірюванням наступний циклічний алгоритм:

- посилка команди вимірювання за адресою одного з датчиків підключених термopідвісок;
- пауза 500 мкс, необхідна для проведення вимірювання;
- опитування відпрацьованого датчика на його адресою;
- перехід до наступного датчику.

Таким чином, зменшується споживання струму на вимірювання до 5 мА, що дозволяє у модернізованому варіанті контроллера використати стандартний інтерфейс, збільшити кількість контроллерів у системі та зберегти властивості іскробезпеки. Побічний ефект такого рішення виявляється в істотному збільшенні тривалості циклу опитування точок виміру – від десятків мілісекунд в старому ДКТ-1 до сотень мілісекунд і секунд у модернізованому варіанті. Однак, для процесу контролю температури, яка змінюється на 1-2°C протягом доби, таке зниження швидкодії не має значення.

Інше потенційне джерело іскроутворення – канал зв'язку. Для сполучення зі стандартними промисловими контроллерами можливо піти двома шляхами – застосувати інтерфейс RS-485 з одним із промислових протоколів або застосувати струмовий канал PROFIBUS-PA. Незважаючи на привабливість другого шляху в запропонованому нами варіанті контроллера від нього довелося відмовитися. Причини – складність схемотехнічного рішення для живлення контроллера.

лера через диференційний струмовий канал зв'язку, відсутність достовірної технічної інформації з протоколу PROFIBUS-PA, порівняна складність протоколів PROFIBUS, необхідність платної сертифікації в одній з організацій, що підтримують PROFIBUS. Тому вибір був зроблений у бік інтерфейсу RS-485 та відкритого протоколу ModBus RTU.

Для реалізації RS-485 була обрана мікросхема MAX485B зі струмом споживання у пасивному стані 0,3 мА і струмом живлення лінії зв'язку близько 4 мА. Мікросхема витримує значні струми короткого замикання, до 250 мА, але при цьому не має засобів захисту. Тому, для іскрозахисту каналу зв'язку застосовано супресори на 14 В, через які лінії А і В інтерфейсу, кожна окремо, підключаються до заземлення. Додатково, на кожній лінії встановлюється по одному запобіжнику 100 мА, які розривають лінію зв'язку у разі короткого замикання у контролері або при відкриванні супресорів захисту (поява високої напруги на лінії). Функціональна схема пропонованого іскрозахисту інтерфейса RS-485 показана на рисунку 1.

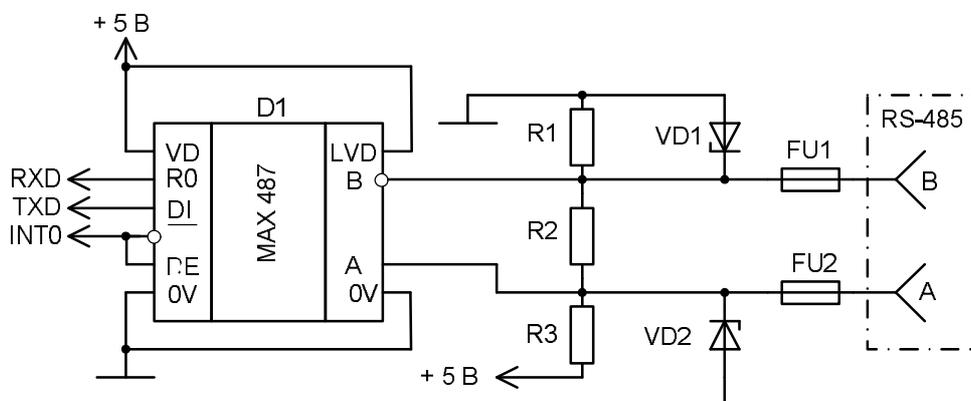


Рис. 1. Функціональна схема іскрозахисту інтерфейса RS-485 контролера термометрії

Таким чином, в штатному режимі контролери термометрії на обмін по каналу зв'язку споживають струм 4-5 мА, а у разі коротких замикань і перевантажень лінії зв'язку, струм лінії не перевищить 100 мА. Очевидно, що у запропонованому рішенні, канал зв'язку контролера вкладається у вимоги до групи ІІВ.

Розглянемо останнє потенційно іскробезпечне коло – лінію живлення. У старому ДКТ-1 живлення здійснювалося постійним струмом напругою 15 ± 2 В. Це передбачає наявність у системи власного джерела живлення, що неприйнятно для інтегрування з промисловими системами автоматики, напруга живлення котрих переважно становить 24 В. Запропонований варіант контролера орієнтований на напругу постійного струму 24 В. Для забезпечення іскробезпеки з боку промислового джерела живлення 24 В та з боку пульта управління чи ведучого промислового контролера потрібно встановити сертифіковані іскробар'єри. Крім того, з боку контролерів термометрії пропонується три ступені захисту:

- встановлення на платі контролера іскробар'єра за живленням, виконаного у вигляді класичної Т-подібної схеми з використанням двохваттних резисторів номіналом по 560 Ом і супресора на 26В;
- застосування в якості джерела живлення 5 В на платі контролера каскаду з двох мікросхем LS7805, причому вхідна мікросхема включена за схемою

обмежувача (а фактично, стабілізатора) струму. Резистори обмежувача підбрано під струм 30 мА. Таке рішення перерозподіляє розсіявану потужність на 2 мікросхеми живлення, що підвищує їх надійність, знижує температуру нагріву і обмежує можливий струм короткого замикання ліній живлення та зв'язку з вини контроллера, в тому числі і на каналах 1-Wire і RS-485;

- включення запобіжника на 100 мА між сертифікованим іскробар'єром живлення та каскадом живлення мікросхем контроллера, який повинен спрацювати у випадку електричного пробоя схеми живлення і відключити контроллер від лінії 24В.

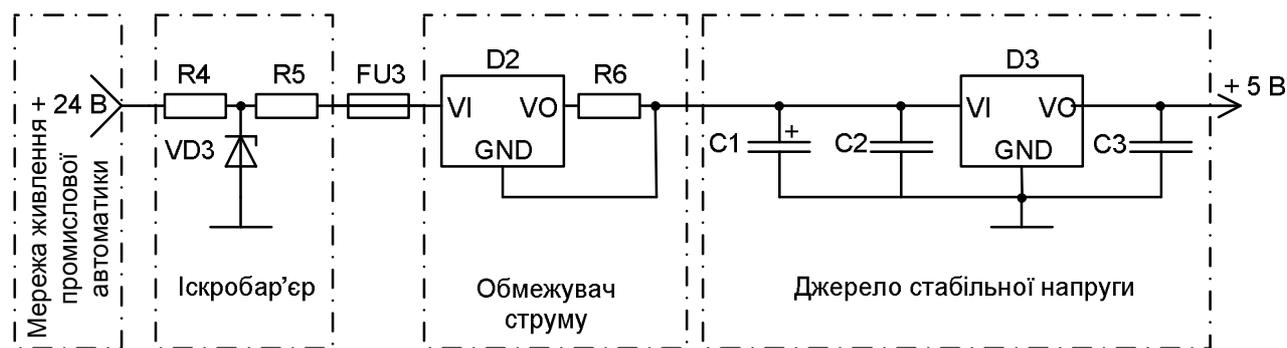


Рис. 2. Функціональна схема іскрозахисту ланцюгів живлення контроллера термометрії

Висновки. Запропоноване рішення дозволяє організувати розподілену систему термометрії відповідну вимогам до групи іскрозахисту ІІВ у складі 15 вузлів або вимогам до групи ІІС у складі 6 вузлів.

Система термометрії інтегрується в мережу промислових контроллерів за протоколом ModBus RTU.

Проведені випробування показали можливість підключення на один 1-Wire канал до 7 термопідвісок з видаленням на відстань до 100 м без втрати зв'язку та збереженням властивостей іскробезпеки системи. Таким чином, удосконалений контроллер ДКТ-1 дозволяє, за умови незначної корекції програмного забезпечення, підключити до 84 підвісок замість 12.

Пробна партія модернізованих контроллерів під маркуванням ДКТ-1-Кц була виготовлена у рамках співпраці співробітників і студентів кафедри автоматизації державного ВНЗ «Національний гірничий університет» з ДНВП «Ельдорадо» і поставлена на ОЕЗ ТОВ «Комбінат Каргілл», м. Донецьк.

Подальший розвиток АС термометрії буде направлено на пряме інтегрування в мережу PROFIBUS-DP переважно під контроллери Siemens.

Література

1. Основные варианты выбора системы термометрии элеватора. – Просянык А. В., канд. техн. наук, Соснин К.В., ГНПП «Ельдорадо», г. Днепропетровск //Хранение и переработка зерна № 3. – Март 2008, стр.29-30.
2. ГОСТ 27962-88 Оборудование технологическое для мукомольных предприятий.
3. ГОСТ 22782.5-78 Электрооборудование взрывозащищенное с видом взрывозащиты «Искробезопасная электрическая цепь». Технические требования и методы испытаний.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 11.10.2012*

МОДЕЛИ ВТОРОГО УРОВНЯ УПРАВЛЕНИЯ АСУ ТП АГЛОФАБРИКИ

Представлено інформаційне забезпечення реалізації технологічних розрахунків супервизорного управління аглофабрики.

Представлено інформаційне забезпечення реалізації технологічних розрахунків супервизорного управління аглофабрики.

The informative providing is presented of realization of technological computations of supervisory management of aglofabriki.

Основной целью управления технологией современной агломерационной фабрики является получение высокого качества агломерата и обеспечение максимально возможных производительностей агломашин. В настоящее время такая цель решается в рамках автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУ ТП) на базе современных контрольно измерительных приборов (КИП), распределенной сети программируемых контроллеров (ПЛК), централизованной клиент-серверной структуры и коммуникационных сетей [1].

АСУ ТП агломерационных фабрик является многоуровневой иерархической структурой, включающей в себя (рис.1):

Уровень 0 – измерение технологических параметров датчиками и первичными преобразователями и контроль состояний оборудования, управление электро- и пневмоприводами регулирующих клапанов, автоматическими дозаторами шихтовых компонентов и другими исполнительными механизмами;

Уровень 1 – контроль, регулирование и оперативное управление, в рамках которого осуществляется сбор и обработка сигналов датчиков и первичных преобразователей, локальное регулирование технологических параметров и логическое управление взаимосвязанного оборудования и механизмов;

Уровень 2 – супервизорное управление, реализуемое на базе технологических моделей.

Как правило, на *уровне 2* АСУ ТП аглофабрик разрабатываются и внедряются программные продукты на базе технологических моделей:

- 1) управление основностью агломерата;
- 2) расчет состава шихты;
- 3) управление расходами дозируемых материалов;
- 4) управление влажностью шихты;
- 4) расчет начальной газопроницаемости шихты;
- 5) управление точкой окончания спекания;
- 6) управление максимально возможной производительностью линии спекания.

Для разработки программных продуктов *уровня 2* на примере проектируемой Укргипромезом аглофабрики Вазакхапатамского металлургического завода используются следующие модели.

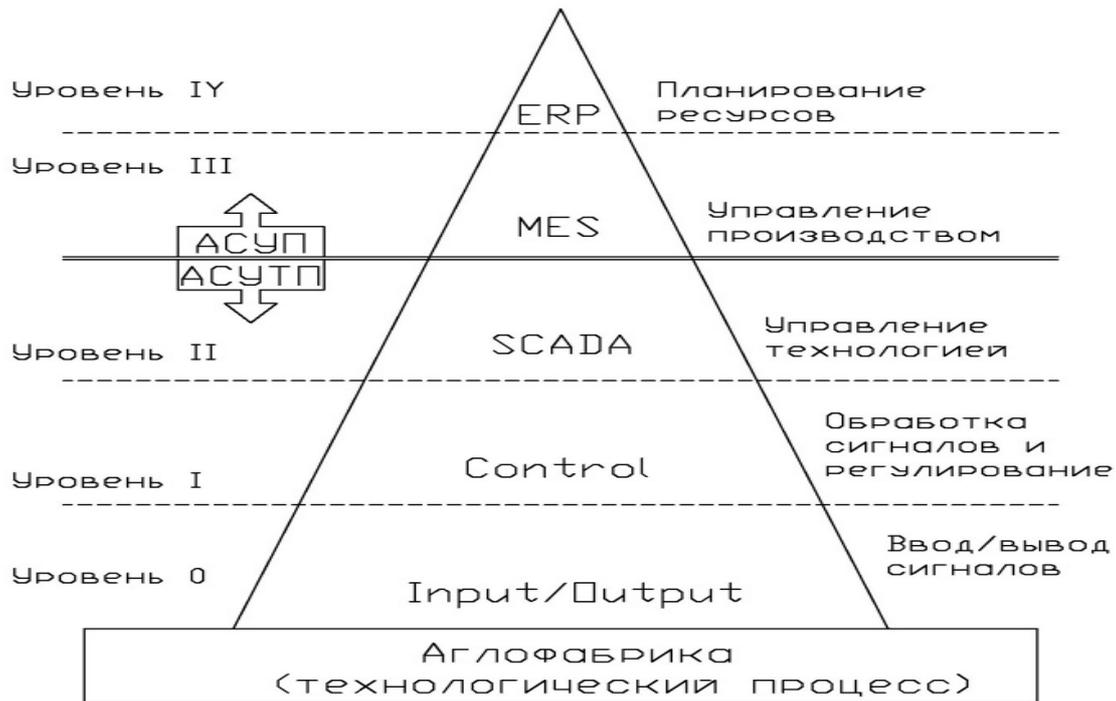


Рис. 1. Информационные уровни управления аглофабрики

1. Расчет выхода (в %) твердого продукта i -того компонента в агломерат:

$$l_i = 0,01(100 - (п.п.п_i + S_i \cdot \lambda_s + C_i)), \quad (1)$$

где $п.п.п_i$, S_i , C_i – содержание в i -том компоненте потерь массы при прокаливании (это CO_2 карбонатов, $H_2O_{хим}$ гидратов), серы и углерода; l_i – безразмерная величина, для проектируемой аглофабрики $C_i = 0$.

Уравнение материального баланса спекания из расчета на одну тонну агломерата [2]:

$$\sum q_i \cdot l_i - \frac{1}{9} (10FeO_a - 0,01 \sum_{i=1}^k q_i \cdot FeO_i) = 1000, \quad (2)$$

где FeO_a – содержание FeO в агломерате, %; FeO_i – содержание FeO в i -том компоненте, %; q_i – удельный расход i -го компонента (известного и неизвестного), кг/т агломерата; l_i – выход твердого продукта из сухой массы i -го компонента, доли единицы; $1/9$ – учитывает изменение массы кислорода при переходе Fe_2O_3 в FeO.

2. Балансовое уравнение с учетом заданной CaO/SiO_2 из расчета на одну тонну агломерата [2]:

$$\sum_{i=1}^k 0,01 \cdot (CaO_i - m \cdot SiO_{2_i}) q_i = 0, \quad (3)$$

где CaO_i и SiO_{2_i} – содержание оксидов кальция и кремния в i -том компоненте, %; q_i – расход i -го компонента, кг/т агломерата; m – заданная основность агломерата CaO/SiO_2 .

3. Балансовое уравнения с учетом заданного значения MgO на одну тонну агломерата [2]:

$$\sum_{i=1}^k 0,01 \cdot E_i \cdot q_i = 10 \cdot E_{\Sigma}, \quad (4)$$

где E_i – содержание, MgO – в i -том компоненте, %; E_{Σ} – заданное содержание MgO в агломерате.

Неизвестными (искомыми) являются расходы в кг/т агломерата: $q_1 = X$ – железорудной мелочи; $q_2 = Y$ – известняка; $q_3 = Z$ – доломита.

Заданными являются: $q_4 = R_{\text{ш}}$ – отходов металлургического производства (кг/т агломерата); $q_5 = C_{\text{ш}}$ – кокса (коксовой мелочи (кг/т агломерата)).

4. С учетом заданного содержания возврата в шихте $\varphi_{\text{в}}$ определяется:

1) суммарное количество дозируемых материалов на одну тонну агломерата (кг/т):

$$Q_{\Sigma} = 100 \cdot (X + Y + Z + R_{\text{ш}} + C_{\text{ш}}) / (100 - \varphi_{\text{в}}); \quad (5)$$

2) состав шихты (процентное отношение дозируемых компонентов):

$$\text{– железорудной мелочи} \quad \varphi_1 = X / Q_{\Sigma}; \quad (6)$$

$$\text{– известняка} \quad \varphi_2 = Y / Q_{\Sigma}; \quad (7)$$

$$\text{– доломита} \quad \varphi_3 = Z / Q_{\Sigma}; \quad (8)$$

$$\text{– отходов металлургического производства} \quad \varphi_4 = R_{\text{ш}} / Q_{\Sigma}; \quad (9)$$

$$\text{– кокса (коксовой мелочи)} \quad \varphi_5 = C_{\text{ш}} / Q_{\Sigma}; \quad (10)$$

$$\text{– возврата} \quad \varphi_6 = \varphi_{\text{в}}. \quad (11)$$

5. С учетом требуемой производительности линии спекания по сухому весу Q (т/ч) и известных влажностей γ_i шихтовых материалов определяется:

– расходы каждого шихтового материала по сухому весу

$$Q_{ci} = 0,01 \cdot \varphi_i \cdot Q; \quad (12)$$

– уставки (задания) автоматическим весовым дозаторам (т/ч)

$$Q_i = Q_{ci} / (1 - \gamma_i). \quad (13)$$

6. Расход формируемой шихты по влажному весу

$$Q_{\text{ш}} = \sum Q. \quad (14)$$

7. Влажность формируемой шихты

$$\gamma_{\text{ш}} = (Q_{\text{ш}} - Q) / Q_{\text{ш}}. \quad (15)$$

8. Количество воды в формируемой шихте (т/ч)

$$Q_{\text{шв}} = \gamma_{\text{ш}} \cdot Q_{\text{ш}}. \quad (16)$$

9. Количества воды в шихте (т/ч) после барабана-смесителя при требуемой влажности в смесителе $\gamma_{\text{см}}$

$$Q_{\text{смв}} = Q / (1 - \gamma_{\text{см}}). \quad (17)$$

10. Количества воды в шихте (т/ч) после барабана-окомкователя при требуемой влажности в окомкователе $\gamma_{\text{ок}}$

$$Q_{\text{окв}} = Q / (1 - \gamma_{\text{ок}}). \quad (18)$$

11. Уставка (задание) регулятора расхода воды в барабан-смеситель (т/ч)

$$\Delta Q_{\text{смв}} = Q_{\text{смв}} - Q_{\text{шв}}. \quad (19)$$

12. Уставка регулятора расхода воды в барабан-окомкователь (т/ч)

$$\Delta Q_{\text{кв}} = Q_{\text{окв}} - Q_{\text{шв}} - \Delta Q_{\text{смв}}. \quad (20)$$

13. Расчет значения, оценки начальной газопроницаемости шихты G осуществляется по формуле [3]

$$G = K_g \cdot (W / P) \cdot h_1 \cdot (1 - h_1 / H), \quad (21)$$

где W , P , H – измеряемые значения расхода, давления сжатого воздуха, подаваемого в зонд, и уровня шихты в бункере, h_l – расстояние от сопла до дна бункера, K_g – коэффициент пропорциональности.

Задача обеспечения оптимальной точки окончания спекания решается поиском и поддержанием такой скорости аглоленты функционирующей машины, когда для измеряемых значений температур t_{n-2} , t_{n-1} и t_n в трех последних вакуум-камерах выполняется условие [3]

$$t_n < t_{n-1} \text{ и } t_{n-2} < t_{n-1}. \quad (22)$$

Для автоматического управления точкой окончания спекания предполагается поисковый пошаговый алгоритм, в котором используется основная информация: $t_1, t_2, \dots, t_{n-2}, t_{n-1}, t_n$ – массив результатов измерения значений температуры в вакуум-камерах (t_1 – для первой, t_n – последней вакуум-камер); $x_1, x_2, \dots, x_{n-2}, x_{n-1}, x_n$ – массив координат вакуум-камер с начальной точкой отсчета от зажигательного горна; V – текущая скорость аглоленты (результат автоматического измерения в АСУ ТП).

При автоматическом управлении возможны случаи:

1) точка окончания спекания соответствует k -той вакуум-камере, находящейся до $(n-1)$ -ой камеры (в массиве $t_1, t_2, \dots, t_{n-2}, t_{n-1}, t_n$ максимальное значение имеет температура t_k);

2) точка окончания спекания соответствует вакуум-камере, находящейся за $(n-1)$ -ой камеры, в том числе за активной зоной аглоленты;

3) точка окончания спекания соответствует $(n-1)$ -ой камере.

14. Окончание спекания над k -той вакуум-камерой идентифицируется по максимальному значению температуры t_k в массиве $t_1, t_2, \dots, t_{n-2}, t_{n-1}, t_n$ ($x_k < x_{n-2}$). В этом случае требуемая скорость аглоленты ω рассчитывается по ее текущему значению V и координатам k -той и $(n-1)$ -ой камер [4]

$$\omega = V \cdot (x_{n-1} / x_k). \quad (23)$$

Окончание спекания за $(n-1)$ -ой камерой идентифицируется, если

$$t_{n-1} < t_{n-2}. \quad (24)$$

В этом случае требуемая скорость аглоленты рассчитывается в соответствии с формулой

$$\omega = V \cdot (x_n / x_{n-1}). \quad (25)$$

При $t_n < t_{n-1}$ и $t_{n-2} < t_{n-1}$ точка окончания спекания соответствует последней вакуум-камере и скорость аглоленты сохраняет свое текущее значение $\omega = V$.

15. Для технологической синхронизации производительности “агломашина–барабанный питатель шихты” скорость последнего $n_{\text{бпш}}$ (об/мин) рассчитывается по формуле

$$n_{\text{бпш}} = K_n \cdot \omega. \quad (26)$$

Здесь K_n – расчетный коэффициент, учитывающий геометрию барабанного питателя и аглоленты (задаваемая константа); ω – требуемая скорость аглоленты.

Тогда требуемая производительность линии спекания по сухому весу определяется в соответствии

$$Q = K_Q \cdot n_{\text{бпш}} \cdot (1 - \gamma_{\text{ок}}). \quad (27)$$

Здесь K_Q – расчетный коэффициент, учитывающий размеры барабанного питателя и погонную нагрузку шихты на его барабане (задаваемая константа); $n_{бшт}$ – скорость барабанного питателя шихты; $\gamma_{ок}$ – требуемая влажность в окомкователе.

Программное обеспечение реализации представленных технологических расчётов супервизорного управления, реализованного на базе технологических моделей для проекта Укргипромеца аглофабрики Вазакхпатамского металлургического завода (Индия) выполнено с использованием базовых программных продуктов и технологий Apache, HTML, PHP, CSS, MySQL.

Список литературы

1. 02-3700-DE-ELI-1705. Control philosophi write-up of Sinter Plant-3at VSP (Vizakhapatnam) – Dnepropetrovsk: GP “Ukrqiprommez”. – 2012.
2. Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов. – М. : Металлургия, 1984. – 256 с.
3. Степаненко А.Н., Гитлин Л.Д., Новицкий П.А. Пути повышения эффективности автоматического управления спеканием шихты на агломашине. - Металлургическая и горно-рудная промышленность, 2011, №2, с.111-114
4. Автоматизация металлургических печей. Каганов В.Ю., Блинов О.М., Глинков Г.М., Морозов В.А.- М.: Металлургия, 1975. – 376 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 17.10.2012*

УДК 681.518.54

© Л.И. Мещеряков, О.Р. Денесюк

ИНФОРМАЦИОННОЕ И ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАМАГНИЧЕННОСТИ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ ПО ИЗМЕРЕННЫМ МАГНИТНЫМ АНОМАЛИЯМ

Представлено разработанное программное обеспечение определения намагниченности геологических объектов по измеренным магнитным аномалиям.

Представлено розроблене програмне забезпечення визначення намагніченості геологічних об'єктів по зміряних магнітних аномаліях.

The developed decision software is presented of magnetized of geological objects on the measured magnetic anomalies.

При интерпретации магнитных аномалий важно знать кроме измеренных значений магнитных аномалий Z_a или ΔT_a также значения намагниченностей горных пород, слагающих геологический разрез. От этого зависит достоверность и эффективность интерпретации аномалий. Один из методов определения намагниченностей горных пород, слагающих изучаемый геологический разрез, состоит в измерении их в лаборатории на образцах горных пород, отобранных из обнажений и скважин. Этот метод не всегда можно реализовать, так как для этого нужны ориентированные образцы, отбор которых из скважин представля-

ет большие трудности. Поэтому образцы из скважин часто отбирают неориентированные, и при этом в лучшем случае определяется только магнитная восприимчивость горных пород k и модуль вектора остаточной намагниченности породы J_n . Следовательно, величину и направление вектора суммарной намагниченности горной породы \vec{J} определить не удастся. В этом случае можно использовать измеренные магнитные аномалии. Определение намагниченности горных пород по создаваемым ими магнитным аномалиям представляет обратную линейную задачу магниторазведки. По Адамару задача поставлена корректно, если: решение задачи существует; решение задачи единственное; решение задачи устойчивое.

Для обратной задачи магниторазведки существование решения обычно не обсуждается, так как из физических соображений ясно, если существует магнитная аномалия, то существуют и создающие ее магнитные источники. Второе и третье условия корректности для обратной задачи не выполняются. Поэтому обратная линейная задача магниторазведки поставлена некорректно. Решения таких задач в связи с их некорректностью весьма сложны и неустойчивы даже в их линейной постановке. Общие положения теории решения некорректно поставленных линейных обратных задач изложены в работах А.Н Тихонова [1], В.И. Старостенко [2], В.Н. Страхова [3] и др.

В данной работе рассматривается решение задачи определения суммарной намагниченности $\vec{J}_i, i = \overline{1, N}$, двухмерных геологических объектов на разрезе, где N – количество этих объектов, если заданы формы их поперечных сечений, размеры и условия залегания, а также измеренные значения магнитной аномалии Z_{aj} или $\Delta T_{aj}, j = \overline{1, M}$, где M – количество точек измерений на профиле, если профиль проходит вкострости указанных объектов. Рассматриваются следующие варианты задачи: а) исходные значения поля Z_{aj} или ΔT_{aj} свободны от регионального фона; б) исходные значения поля Z_{aj} или ΔT_{aj} осложнены региональным фоном, близким к линейному; в) начальные приближенные значения намагниченности пород $\vec{J}_{0i}, i = \overline{1, N}$, заранее известны из априорных данных; г) начальные приближенные значения намагниченности горных пород не известны.

Следует отметить, что в такой общей постановке задача не имеет единственного решения. Это доказано в работах [4, 5-8 и др.]. Однако можно выделить классы тел, для которых единственность решения плоской обратной задачи магниторазведки в линейной постановке имеет место. Одним из таких классов являются тела с многоугольным сечением [2]. Если же факт единственности установлен, то применение регуляризирующих алгоритмов (при наличии даже погрешности во входных данных) гарантирует приближение к искомому решению, согласованному по точности с точностью входных данных.

Магнитные аномалии Z_{aj} или ΔT_{aj} в j -ой точке профиля можно вычислить по известным формулам [9]. Если измеренные на профиле значения магнитного поля осложнены фоном, близким к линейному, то для его ослабления

можно применить одну из известных трансформаций поля [9, 10]. Используем простейшую трансформацию поля, позволяющую избавиться от линейной составляющей регионального фона - вариацию Б.А. Андреева [11], которая вычисляется по формуле

$$\delta U(x_j, z_j) = U(x_j, z_j) - 0.5(U(x_{j+k}, z_{j+k}) + U(x_{j-k}, z_{j-k})), \quad (3)$$

где U – измеренная функция Z_a или ΔT_a ; $l = k \Delta x$ - параметр трансформации, рациональный выбор которого описан в работе [11], Δx - шаг точек по профилю. Формулу (5) можно переписать также в виде

$$\delta U(x_j, z_j) = U(x_j, z_j) - 0.5(U(x_j + l, z_{j+k}) + U(x_{j-l}, z_{j-k})). \quad (4)$$

Подставляя (1) и (2) в (6) и выполняя соответствующие преобразования, получим уравнения вида

$$\delta Z_{aj}(x_j, z_j) = \sum_{p=1}^{M/2} (J_x^p \delta V_{xzj}^p + J_z^p \delta V_{zzj}^p), \quad (5)$$

$$\begin{aligned} \delta \Delta T_{aj} = & \sum_{p=1}^{M/2} \{ J_x^p (\delta V_{xzj}^p \sin I_0 - \delta V_{zzj}^p \cos I_0 \cos A_0) + \\ & + J_z^p (\delta V_{zzj}^p \sin I_0 + \delta V_{xzj}^p \cos I_0 \cos A_0) \}, \end{aligned} \quad (6)$$

где $\delta Z_{aj}, \delta \Delta T_{aj}$ – значения вариаций поля Z_a и ΔT_a в j -ой точке профиля $\delta V_{xzj}^p, \delta V_{zzj}^p$ – значения вариаций вторых производных гравитационного потенциала V_{xzj}^p, V_{zzj}^p в j -ой точке профиля, обусловленные p телом разреза, которые вычисляются по формуле (4) после того, как вычислены V_{xzj}^p, V_{zzj}^p .

Записывая уравнения (5) и (6) для каждой j -ой точки профиля $j = \overline{1, N}$, и обозначая коэффициенты при J_x^p и J_z^p , соответственно, a_{1j}^p, b_{1j}^p и c_{1j}^p, d_{1j}^p , можно получить две системы линейных алгебраических уравнений вида

$$\delta Z_{aj}(x_j, z_j) = \sum_{p=1}^{M/2} (J_x^p a_{1j}^p + J_z^p b_{1j}^p), \quad j = \overline{1, N}, \quad (7)$$

$$\delta \Delta T_{aj}(x_j, z_j) = \sum_{p=1}^{M/2} (J_x^p c_{1j}^p + J_z^p d_{1j}^p), \quad j = \overline{1, N}, \quad (8)$$

решение которых позволяет определить параметры $J_x^p, J_z^p, p = \overline{1, M/2}$ при наличии фона, близкого к линейному, в измеренных значениях поля Z_a или ΔT_a .

Таким образом, независимо от формы сечения двумерного тела, типа аномалии Z_a или ΔT_a и наличия регионального фона задача определения намагниченности тел, принадлежащих к классу единственности решения обратной линейной задачи магниторазведки, по заданному распределению поля и сечений тел сводится к решению переопределенной системы линейных алгебраических уравнений, которая в матричной форме записывается в виде

$$AJ = U, \quad (9)$$

где A – матрица коэффициентов размерности N на M , которые определяются типом исходной функции и способом аппроксимации тел, J – вектор искомых значений составляющих векторов намагниченности тел размерности M , а U – вектор значений исходной функции $Z_a, \Delta T_a, \delta Z_a$ или $\delta \Delta T_a$.

Особенность уравнения (9) состоит в том, что матрица A и правая часть системы U задано приближенно, т.е. $\|U - \bar{U}\| = \delta, \|A - \bar{A}\| = \delta_1$, где \bar{U} – точное значение поля, \bar{A} – точная матрица, δ и δ_1 – погрешности задания значений поля и элементов матрицы. Задача (9) представляет собой линейную обратную задачу магниторазведки и является некорректно поставленной, так как матрица системы A плохо обусловлена. В силу некорректной постановки задачи и наличия ошибок во входных данных, которые заранее неизвестны, решение системы уравнений обычными методами очень неустойчивое и может даже не существовать. Фундаментальным приемом решения подобных систем является метод регуляризации А.Н. Тихонова [1], который сводится к минимизации сглаживающего параметрического функционала

$$M^\alpha [J, U, A] = \|AJ - U\|^2 + \alpha \|J\|^2 \rightarrow \min, \quad (10)$$

где $\alpha = \alpha(\delta, \delta_1) > 0$ – параметр регуляризации, согласованный с погрешностями входных данных δ и δ_1 . Доказано [1], что решение обратной задачи является регуляризирующим и позволяет по приближенно заданным входным данным A и U , и их погрешности $\eta = (\delta, \delta_1)$ построить такое решение J_η , что $\|J_\eta - \bar{J}\| \rightarrow 0$ при $\eta \rightarrow 0$, где \bar{J} – точное решение задачи. Таким образом, исходная задача (9) заменяется другой близкой (при малых α) к ней задачей (10). Сформулированная задача (10) позволяет находить устойчивое среднеквадратическое приближение к любым линейным системам типа (9), которые встречаются в геофизической практике.

В уравнении (10) норма $\|\cdot\|$ рассматривается в пространстве R_n и $\|J\|^2 = \sum_{i=1}^n J_i^2$, а $\|AJ - U\|^2 = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m (a_{ij} J_j - U_i)^2$, где i – количество уравнений в системе линейных алгебраических уравнений, а j – количество неизвестных величин в системе уравнений. В данном случае неизвестными являются составляющие векторов намагниченности J_x, J_z каждого из тел разреза. Учитывая определение нормы, функционал А.Н. Тихонова можно представить

$$M^\alpha = \left(\sum_{j=1}^m a_{1j} - U_1 \right)^2 + \left(\sum_{j=1}^m a_{2j} - U_2 \right)^2 + \dots + \left(\sum_{j=1}^m a_{nj} - U_n \right)^2 + \alpha \sum_{j=1}^m J_j^2 \rightarrow \min$$

Чтобы найти вектор J , сообщающий минимум функционалу M^α нужно найти его производные по неизвестным параметрам $J_{xj}, J_{zj}, j = 1, m$, которые нумеруются подряд, т.е. $J_j, j = \overline{1, m}$, приравнять нулю каждую из полученных производных и решить систему линейных алгебраических уравнений

$$\begin{aligned}
\frac{\partial M^\alpha}{\partial J_1} &= 2(a_{11}J_1 + \dots + a_{1m}J_m - U_1)a_{11} + 2(a_{21}J_1 + \dots + a_{2m}J_m - U_2)a_{21} + \dots \\
&\quad + 2(a_{n1}J_1 + \dots + a_{nm}J_m - U_n)a_{n1} + 2\alpha J_1 = 0 \\
\frac{\partial M^\alpha}{\partial J_2} &= 2(a_{11}J_1 + \dots + a_{1m}J_m - U_1)a_{12} + 2(a_{21}J_1 + \dots + a_{2m}J_m - U_2)a_{22} + \dots \\
&\quad + 2(a_{n1}J_1 + \dots + a_{nm}J_m - U_n)a_{n2} + 2\alpha J_2 = 0 \\
&\dots\dots\dots \\
\frac{\partial M^\alpha}{\partial J_m} &= 2(a_{11}J_1 + \dots + a_{1m}J_m - U_1)a_{1m} + 2(a_{21}J_1 + \dots + a_{2m}J_m - U_2)a_{2m} + \dots \\
&\quad + 2(a_{n1}J_1 + \dots + a_{nm}J_m - U_n)a_{nm} + 2\alpha J_m = 0
\end{aligned} \tag{11}$$

Сгруппировав слагаемые уравнений с одинаковыми неизвестными J_j и вынеся неизвестные за скобки, можно получить

$$\begin{aligned}
&(a_{11}a_{11} + a_{21}a_{21} + \dots + a_{n1}a_{n1} + \alpha)J_1 + (a_{12}a_{11} + a_{22}a_{21} + \dots + a_{n2}a_{n1})J_2 + \dots \\
&(a_{1m}a_{11} + a_{2m}a_{21} + \dots + a_{nm}a_{n1})J_m = U_1a_{11} + U_2a_{21} + \dots + U_na_{n1} \\
&(a_{11}a_{12} + a_{21}a_{22} + \dots + a_{n1}a_{n2})J_1 + (a_{12}a_{12} + a_{22}a_{22} + \dots + a_{n2}a_{n2} + \alpha)J_2 + \dots \\
&(a_{1m}a_{12} + a_{2m}a_{22} + \dots + a_{nm}a_{n2})J_m = U_1a_{12} + U_2a_{22} + \dots + U_na_{n2} \\
&\dots\dots\dots \\
&(a_{11}a_{1m} + a_{21}a_{2m} + \dots + a_{n1}a_{nm})J_1 + (a_{12}a_{1m} + a_{22}a_{2m} + \dots + a_{n2}a_{nm} + \alpha)J_2 + \dots \\
&(a_{1m}a_{1m} + a_{2m}a_{2m} + \dots + a_{nm}a_{nm} + \alpha)J_m = U_1a_{1m} + U_2a_{2m} + \dots + U_na_{nm}
\end{aligned} \tag{12}$$

Это система уравнений, линейных относительно неизвестных $J_j, j = \overline{1, m}$, с симметричной матрицей. Она содержит m уравнений и m неизвестных. Следует отметить, что параметр регуляризации добавляется только к диагональным элементам матрицы системы уравнений. В матричной форме систему уравнений можно записать так:

$$(A^*A + \alpha E)J^\alpha = A^*U, \tag{13}$$

где A^* – транспонированная матрица A , а E – единичная матрица. Решение этой системы уравнений позволяет найти намагниченности $J_{xj}, J_{zj}, j = \overline{1, M/2}$, всех $M/2$ тел геологического разреза, создающих магнитную аномалию на профиле. Трудность в этом алгоритме представляет выбор параметра α . Его нельзя вычислить заранее, так как неизвестны ошибки входных данных δ и δ_1 . Поэтому минимизацию функционала выполняется на сетке значений параметра регуляризации α , которую строят в виде геометрической прогрессии $\alpha_s = \alpha_{s-1}\mu$ со знаменателем $\mu \in [0,1]$. Для каждого значения α_s находят свое решение J^{α_s} , которое сообщает минимум функционалу M^{α_s} . Таким образом, получается последовательность решений $\{J^{\alpha_s}\}, s \in [s_0, s_k]$. Из полученного множества решений выбирается оптимальное, которое является приближенным, но наиболее близким к истинному решению задачи J^* . Для выбора оптимального значения α и соответственно оптимального решения задачи А.Н.

Тихонов и В.Б. Гласко предложили эвристический метод выбора α по минимуму функции $\sigma(\alpha) = \left\| \alpha \frac{\partial U}{\partial \alpha} \right\|$, которую численно можно определить как

$$\sigma(\alpha_s) = \max \left| \alpha_s \frac{J_j^{\alpha_s} - J_j^{\alpha_{s-1}}}{\alpha_s - \alpha_{s-1}} \right|. \quad (14)$$

Квазиоптимальное значение параметра регуляризации выбирается по минимуму этой функции. Решение задачи, которое получено при этом значении параметра регуляризации принимается в качестве наилучшего приближенного решения задачи, т.е. $J_{ko}^\alpha = J^*$.

На поведение функции (14) влияют многие факторы: характер оператора A , уровень ошибок во входных данных δ и δ_1 . И функция имеет ряд минимумов, что затрудняет выбор квазиоптимального параметра регуляризации. Поэтому использовался и другой критерий. Численными экспериментами установлено, что при положительных значениях параметра регуляризации функция

$$\varphi(\alpha, \eta) = \lg \|AJ - U\|^2 \quad (15)$$

непрерывна и строго монотонно возрастает. Установлено также, что параметр α принимает квазиоптимальное значение, $\alpha = \alpha_{ko}$, в том случае, когда функция (17) имеет максимальную кривизну, т.е функция

$$K(\alpha, \eta) = \left| \varphi'' \right| / (1 + \varphi'^2)^{3/2} \quad (16)$$

достигает максимума.

Таким образом, находя экстремали J^{α_s} функционала А.Н. Тихонова на сетке значений параметра $\alpha_{s+1} = \alpha_s \mu$, $\mu \in [0,1]$, $s=0, 1, 2, \dots$ и каждый раз вычисляя $K(\alpha, \eta)$ в конечных разностях по формуле

$$K_s(\alpha, \eta) = \left| \varphi_{s-2} - 2\varphi_{s-1} + \varphi_s \right| / [1 + (\varphi_{s-2} - \varphi_s)^2 / 4]^{3/2}, \quad (17)$$

по ее максимуму можно определить α_{ko} и приближенное решение задачи.

На основании описанного алгоритма определения намагниченности двумерных геологических тел разработана программа на языке С# для программной платформы Microsoft .NET Framework 2.0. Программа предназначена для определения суммарной намагниченности геологических объектов на геологическом разрезе по измеренным на профиле, проходящем поперек простирания этих объектов, магнитным аномалиям Z_a и ΔT_a и известным форме, размерам и условиям залегания этих объектов. Количество точек на профиле, где заданы исходные значения поля до 200, количество геологических тел до 30, количество угловых точек на двумерных сечениях тел до 2000. Эти ограничения не существенны и при необходимости могут быть изменены. При определении намагниченности двумерных геологических объектов предполагается, что намагниченность объекта однородна ($\vec{J} = const$).

Испытание программы при решении практической задачи определения намагниченностей комплексов горных пород на реальном геологическом разрезе по аномалии Z_a было выполнено по данным магнитной съемки на Теплов-

ском участке Верховцевской структуры Среднего Приднепровья, представленной картой магнитных аномалий в масштабе 1:50000. При этом выбран профиль, пересекающий Тепловскую магнитную аномалию вкост ее простираения. Значения поля сняты с карты в точках профиля, поэтому они осложнены не только ошибками измерений, но и достаточно большими ошибками интерпретации, которые возникают при снятии значений аномалии Z_a с карты. Строение геологического разреза взято по одному из вариантов интерпретации магнитной аномалии по профилю. На рисунках приведены результаты работы программы при решении практической задачи.

Сравнение полученных значений намагниченности пород соответствует основным известным комплексам пород данного региона (диабазо-спилитовой, ультрабазитовой, кератофило-сланцевой, джеспилитовой, метабазито-сланцевой формаций) и показывает достаточно хорошее соответствие данным о физических свойствах пород для каждого комплекса. Таким образом, с одной стороны, можно сказать, что геологическая гипотеза о строении данного района, представленная в виде построенного разреза, не противоречит наблюдаемому магнитному полю. А с другой стороны, в рамках принятой модели строения этого района, магнитные свойства пород были уточнены, что дает геологам информацию для дальнейших исследований. В результате, даже при достаточно высоком уровне погрешностей в исходных данных, когда значения аномального поля были сняты с карты, и сложном характере разреза, содержащем значительное количество тел, описывающих его, и сложной конфигурации самого разреза решение имело устойчивый характер, а предложенный критерий позволил уверенно выбрать оптимальное решение.

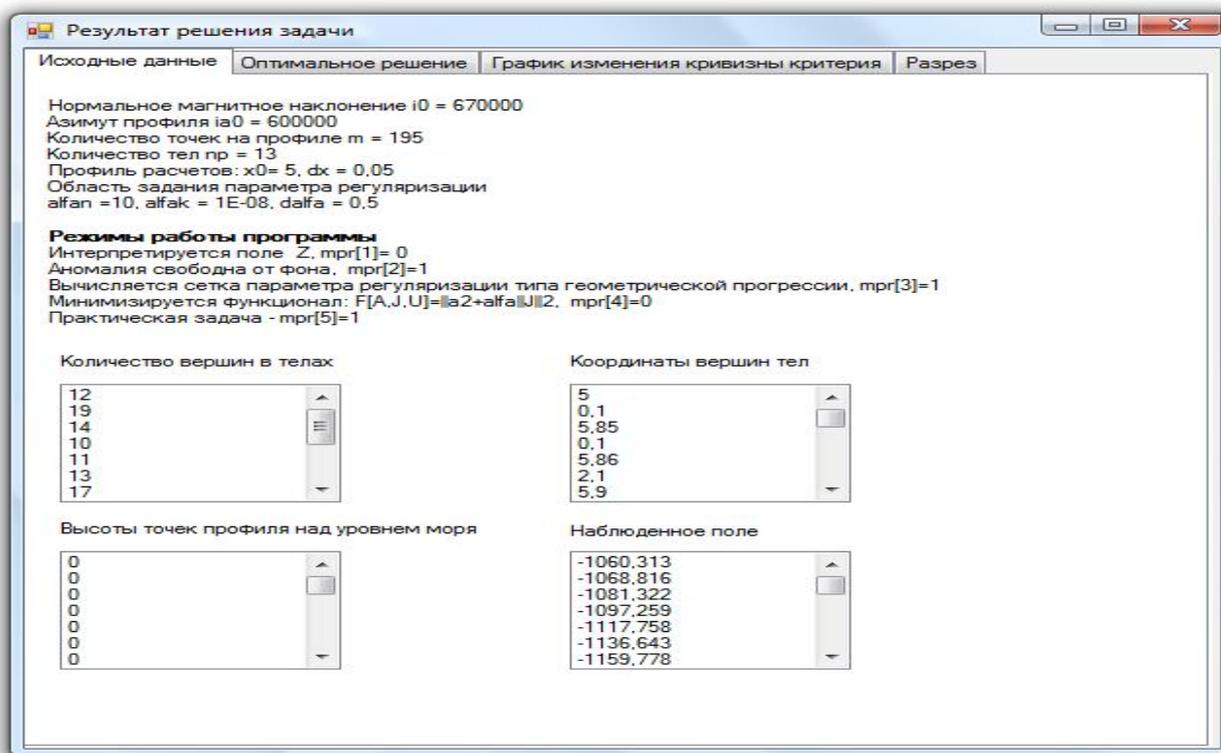


Рис. 1. Вкладка «Исходные данные» (практическая задача)

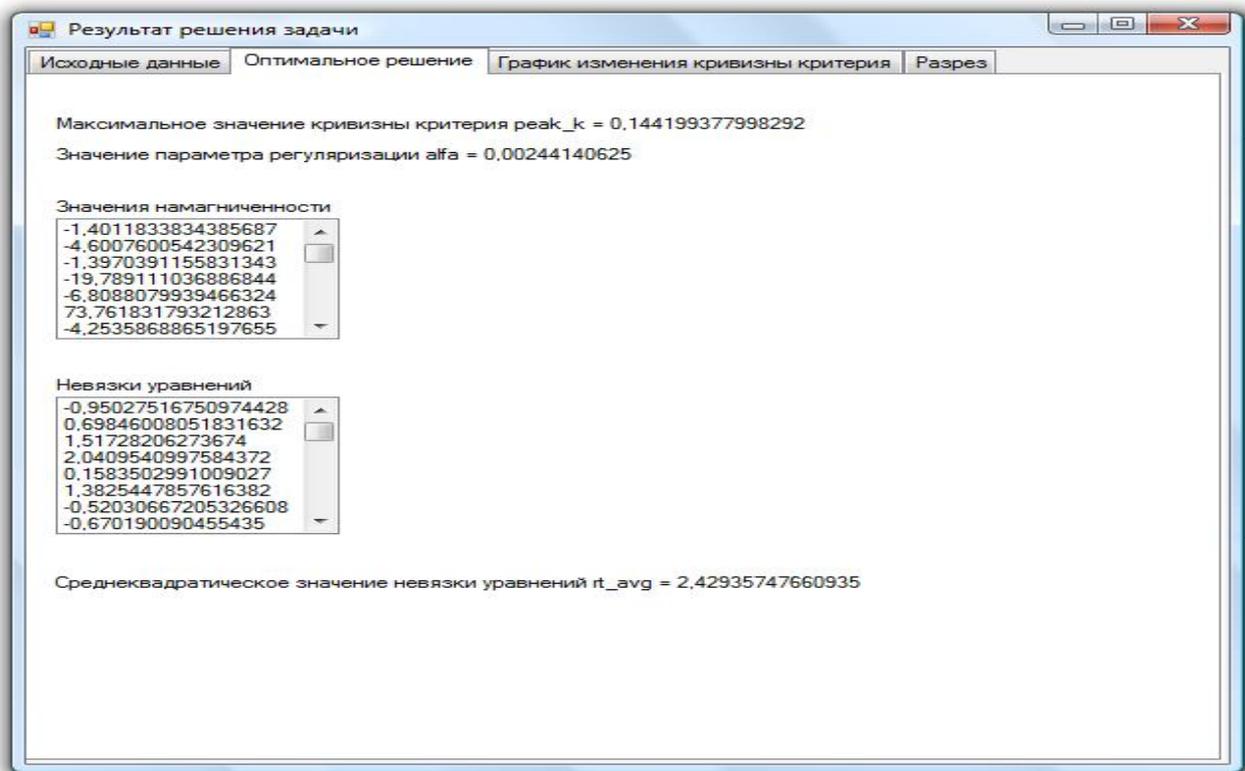


Рис. 2. Вкладка «Оптимальное решение» (практическая задача)

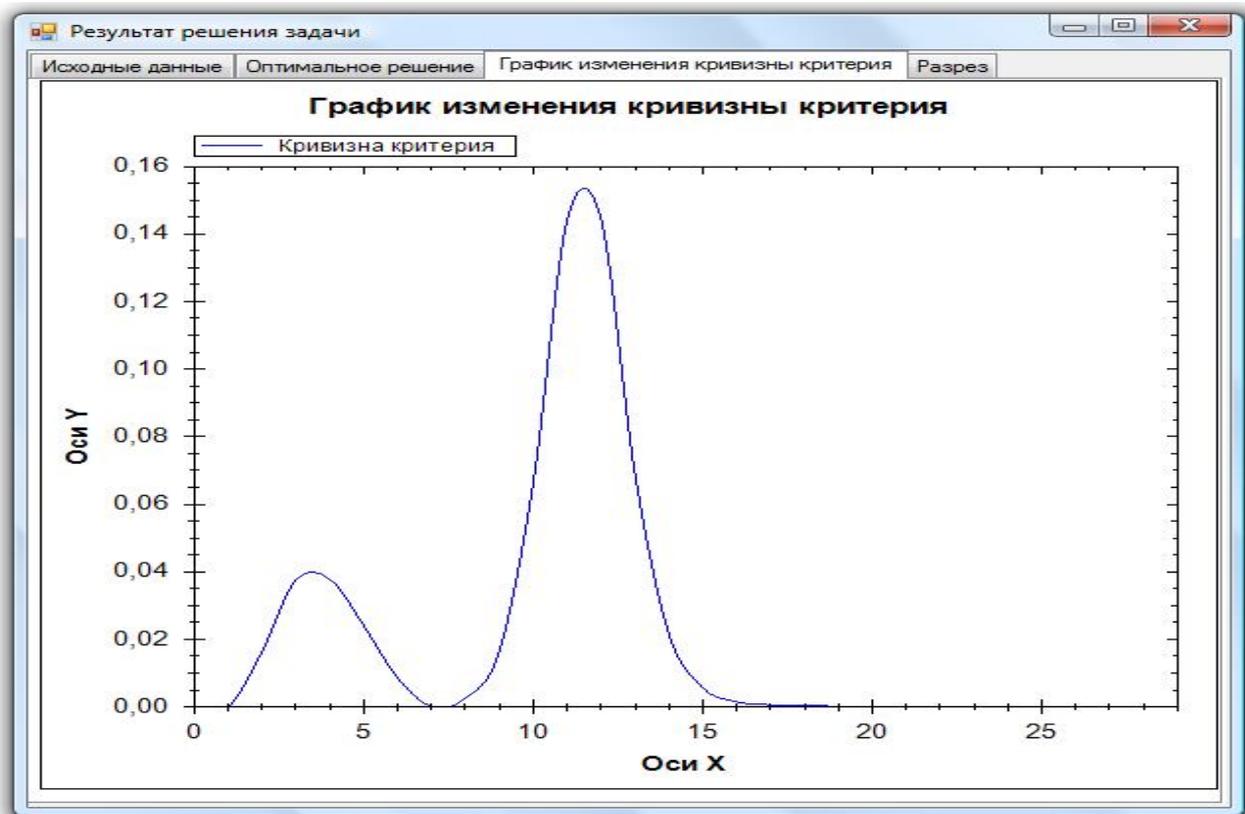


Рис. 3. Вкладка «График изменения кривизны критерия», используемый для выбора оптимального решения. Практическая задача

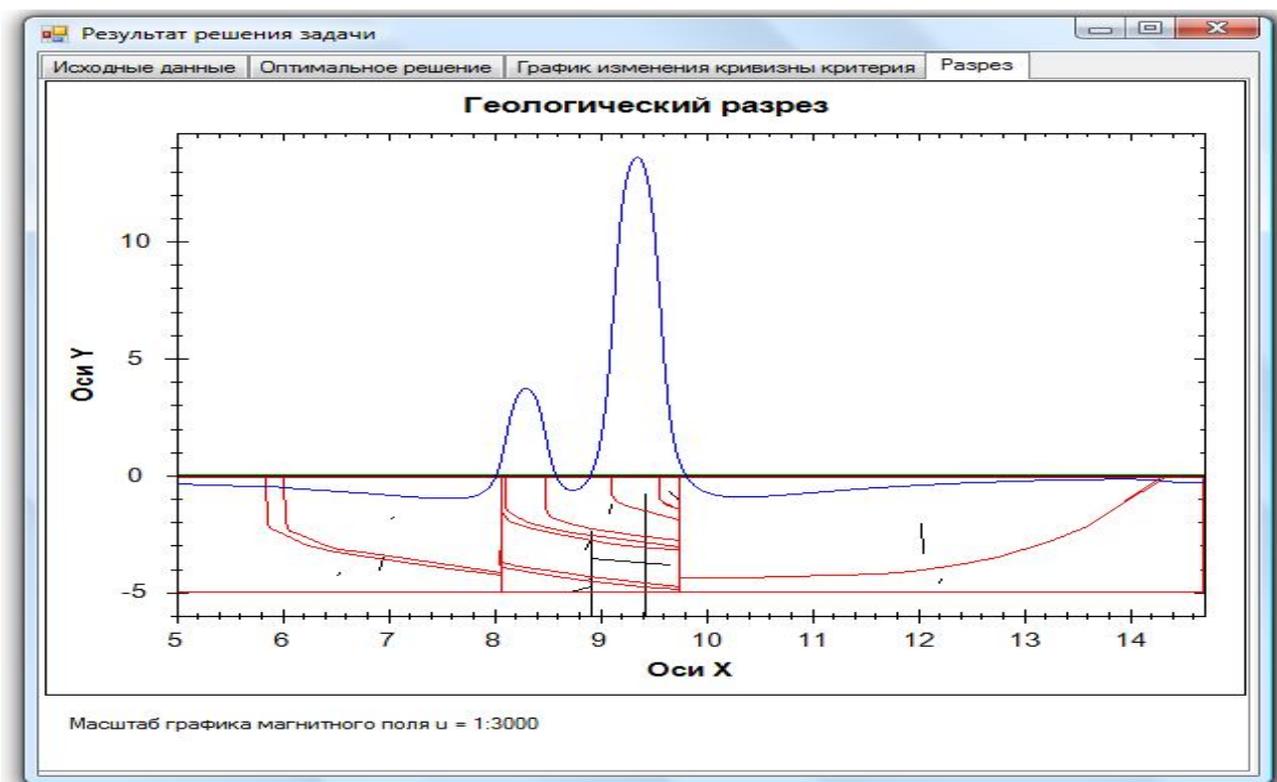


Рис. 4. Вкладка «Геологический разрез» – результат решения задачи для практического примера. Условные обозначения: _____ заданное поле Z ; _____ контуры изучаемых тел; | – расчетные векторы намагниченности тел

Таким образом, разработана программа вычисления намагниченностей двумерных геологических объектов по измеренным магнитным аномалиям Z_a или ΔT_a , как свободным от регионального фона, так и осложненным региональным фоном, близким к линейному. Проведено тестирование программы при решении теоретических тестовых задач, а также практической задачи. Подтверждена работоспособность программы и высокая точность получаемых результатов. Программа внедрена в Днепропетровской геофизической экспедиции «Днепрогеофизика» для решения практических задач при интерпретации магнитных аномалий с целью изучения строения геологических разрезов.

Список литературы

1. Тихонов А.Н., Арсенин В.Я. Методы решения некорректных задач.-М.: Наука, 1979.-235 с.
2. Старостенко В.И. Устойчивые численные методы в задачах гравиметрии. К.: Наукова думка, 1978. - 227 с.
3. Страхов В.Н. Некоторые примеры эквивалентности и слабой единственности в плоской обратной задаче потенциала. Известия АН СССР. Физика Земли, 1973, № 5, С. 39-62
4. Бродский М.А., Страхов В.Н. О единственности решения двумерных обратных задач гравиметрии и магнитометрии для многогранников. Доклады АН СССР, 1982, т. 264, № 2, С. 318-322.
5. Страхов В.Н., Валяшко Г.М. Адаптивная регуляризация линейных некорректных задач и ее использование при решении задач гравиметрии и магнитометрии. - Известия АН СССР. Физика Земли, 1984, № 11, С. 55-77.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 17.10.2012*

ОЦЕНКА ЛИНГВИСТИЧЕСКИХ ПЕРЕМЕННЫХ И ФОРМИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ НЕЧЕТКИХ ЛОГИЧЕСКИХ УРАВНЕНИЙ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ ИДЕНТИФИКАЦИИ БАРАБАНЫХ МЕЛЬНИЦ

Осуществлены оценка лингвистических переменных и формирование системы нечетких логических уравнений интеллектуальной идентификации барабанных мельниц.

Здійснені оцінка лінгвістичних змінних та формування системи нечітких логічних рівнянь інтелектуальної ідентифікації барабаних млинів.

Are carried out *estimation* of linguistic variables and forming of the system of unclear logical equalizations of intellectual authentication of drum mills.

Экспертную матрицу знаний для оценки оперативного состояния конструктивных элементов брони барабанной мельницы мокрого самоизмельчения, в зависимости от основных влияющих факторов, можно определить через модель комплексной оценки на базе метода идентификации нелинейных объектов нечеткими базами знаний. Построение модели в этом случае необходимо произвести в два этапа: первый – структурная идентификация; второй – параметрическая идентификация. При этом на первом этапе строится структура зависимости возникающего отказа от влияющих факторов с применением экспертных правил <ЕСЛИ – ТО>. И на втором этапе проводится настройка модели путем подбора таких параметров формы функций принадлежности нечетких термов и весов правил <ЕСЛИ – ТО>, которые обеспечивают минимальное расхождение модельных и экспериментальных результатов [1, 2].

Для оценки значений формируемых лингвистических переменных интеллектуальной технологии идентификации барабанных мельниц в работе используется стандартная шкала качественных термов: Н – низкий, нС – ниже среднего, С – средний, вС – выше среднего, В – высокий. При этом каждый из заданных качественных термов остаточного ресурса интегрированного износа конструктивных элементов брони – лифтеров представляет нечеткое множество, что обуславливается и задается посредством соответствующих функций принадлежности. Используя введенные качественные термы и знания эксперта в области измельчения в барабанных мельницах можно представить сформированные соотношения в виде табл. 1 – табл. 4 качественного соответствия дерева логического вывода дифференциальной диагностики интегрированного износа конструктивных элементов брони.

При этом лингвистическая переменная z_1 из спектра сигнала активной мощности приводного электродвигателя барабанной мельницы, обуславливается знаниями именно оперативного технологического состояния мельницы, и соответствующие ей качественные термы формируются через качественные термы режимных технологических переменных (диапазоны изменения пара-

метров указаны в скобках). Лингвистическая переменная z_2 в свою очередь обуславливается знаниями именно оперативного технического состояния барабанной мельницы, а соответствующие ей качественные термы формируются через качественные термы режимных технических переменных.

Таблица 1

Соответствия числовых значений основных технологических и технических параметров стандартной шкале качественных термов

Параметры (интервалы спектра в Гц)	Н	нС	С	вС	В
$y_1(0.01-0.5)$	0.05-0.061	0.061-0.072	0.072-0.083	0.083-0.094	0.094-0.105
$y_2(0.5-1.0)$	0.012-0.014	0.014-0.015	0.015-0.017	0.017-0.018	0.018-0.02
$y_3(1.0-1.5)$	0.012-0.035	0.035-0.057	0.057-0.08	0.08-0.102	0.102-0.125
$y_4(1.5-2.0)$	0.025-0.04	0.04-0.055	0.055-0.07	0.07-0.085	0.085-0.1
$y_5(2.0-2.5)$	0.009-0.016	0.016-0.023	0.023-0.031	0.031-0.038	0.038-0.045
$y_6(2.5-3.0)$	0.001-0.004	0.004-0.007	0.007-0.011	0.011-0.014	0.014-0.017
$y_7(3.0-3.5)$	0.001-0.015	0.015-0.029	0.029-0.042	0.042-0.056	0.056-0.07
$y_8(3.5-4.0)$	0.006-0.019	0.019-0.032	0.032-0.044	0.044-0.057	0.057-0.07
$y_9(4.0-4.5)$	0.009-0.025	0.025-0.041	0.041-0.058	0.058-0.074	0.074-0.09
$y_{10}(4.5-5.0)$	0.006-0.009	0.009-0.012	0.012-0.014	0.014-0.017	0.017-0.02
$y_{11}(5.0-5.5)$	0.0005-0.0028	0.0028-0.0051	0.0051-0.0074	0.0074-0.0097	0.0097-0.012
$y_{12}(5.5-6.0)$	0.0009-0.0031	0.0031-0.0053	0.0053-0.0075	0.0076-0.0098	0.0098-0.012
$y_{13}(6.0-6.5)$	0.0003-0.0014	0.0014-0.0025	0.0025-0.0037	0.0037-0.0049	0.0049-0.006
$y_{14}(6.5-7.0)$	0.0005-0.0006	0.0006-0.0007	0.0007-0.0008	0.0008-0.0009	0.0009-0.001
$y_{15}(7.0-7.5)$	0.0005-0.002	0.002-0.0035	0.0035-0.005	0.005-0.0065	0.0065-0.008
$y_{16}(7.5-8.0)$	0.0005-0.0044	0.0044-0.0083	0.0083-0.012	0.0120-0.016	0.0160-0.020
$y_{17}(8.0-9.0)$	0.0004-0.0021	0.0021-0.0038	0.0038-0.0056	0.0056-0.0073	0.0073-0.009

Используя форматизированные знания о соотношении лингвистических переменных и качественных термов ресурсных диагнозов интегрированного износа конструктивных элементов брони – лифтеров и операции “*” * (И – min), “∨ ∨ (ИЛИ – max), можно записать системы нечетких логических уравнений, что связывают функции принадлежности интеллектуальных диагнозов и соответствующих входных лингвистических переменных и качественных термов.

Таблица 2

Знания о соотношении лингвистических переменных z_1, z_2, y_9 и качественных термов ресурсных диагнозов интегрированного износа лифтеров

z_1	z_2	y_9	d_i
Н	Н	Н	d_1
Н	НС	НС	
НС	НС	Н	
Н	НС	НС	d_2
НС	С	НС	
НС	НС	С	
С	НС	С	d_3
ВС	ВС	НС	
ВС	С	С	
ВС	С	ВС	d_4
С	ВС	ВС	
НС	ВС	ВС	
С	В	С	d_5
ВС	ВС	В	
В	ВС	ВС	
В	В	В	d_6
ВС	В	ВС	
С	В	ВС	

Таблица 3

Знания о соотношении лингвистических переменных и качественных термов ресурсных диагнозов интегрированного износа лифтеров по технологической стороне

y_1	y_3	y_7	y_{12}	y_{13}	z_1
В	В	Н	Н	Н	Н
Н	В	ВС	С	В	
Н	В	ВС	С	В	
ВС	В	С	Н	Н	НС
ВС	В	С	Н	Н	
ВС	В	С	Н	Н	
В	В	В	Н	Н	С
В	В	В	Н	Н	
В	В	В	Н	Н	
Н	В	ВС	Н	Н	ВС
В	ВС	Н	Н	Н	
Н	В	ВС	Н	Н	
В	Н	В	В	Н	В
В	В	В	В	Н	
В	В	В	В	Н	

Таблица 4

Знания о соотношении лингвистических переменных и качественных термов ресурсных диагнозов интегрированного износа лифтеров по технической стороне

y_2	y_4	y_5	y_6	y_8	y_{10}	y_{11}	y_{14}	y_{15}	y_{16}	y_{17}	z_2
Н	Н	Н	Н	Н	С	Н	С	Н	В	Н	Н
нС	С	В	В	нС	нС	С	В	В	нС	В	
Н	Н	Н	Н	Н	С	Н	С	Н	В	Н	
В	вС	С	В	Н	В	Н	Н	Н	С	Н	нС
В	вС	С	В	Н	В	Н	Н	Н	С	Н	
В	вС	С	В	Н	В	Н	Н	Н	С	Н	
Н	вС	нС	вС	Н	вС	В	Н	Н	Н	Н	С
Н	вС	нС	вС	Н	вС	В	Н	Н	Н	Н	
Н	вС	нС	вС	Н	вС	В	Н	Н	Н	Н	
Н	В	Н	Н	Н	Н	Н	В	Н	С	Н	вС
Н	нС	вС	вС	вС	С	В	В	Н	С	В	
Н	В	Н	Н	Н	Н	Н	В	Н	С	Н	
Н	нС	вС	Н	В	В	В	В	Н	С	вС	В
Н	вС	нС	Н	В	С	В	В	Н	Н	Н	
Н	нС	вС	Н	В	В	В	В	Н	С	вС	

Относительно типов интеллектуальных диагнозов остаточного ресурса интегрированного износа конструктивных элементов брони – лифтеров $d_1 - d_6$ система нечетких логических уравнений будет иметь вид:

$$\begin{aligned}
 v^{d_1}(d) &= [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^H(y_9)] \vee [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{nC}(y_9)] \vee \\
 &\quad \vee [v^{nC}(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{nC}(y_9)]; \\
 v^{d_2}(d) &= [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^H(y_9)] \vee [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{nC}(y_9)] \vee \\
 &\quad \vee [v^{nC}(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{nC}(y_9)]; \\
 v^{d_3}(d) &= [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^H(y_9)] \vee [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{nC}(y_9)] \vee \\
 &\quad \vee [v^{nC}(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{nC}(y_9)];
 \end{aligned} \tag{1}$$

$$\begin{aligned}
v^{d_4}(d) &= [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^H(y_9)] \vee [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{HC}(y_9)] \vee \\
&\quad \vee [v^{HC}(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{HC}(y_9)]; \\
v^{d_5}(d) &= [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^H(y_9)] \vee [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{HC}(y_9)] \vee \\
&\quad \vee [v^{HC}(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{HC}(y_9)]. \\
v^{d_6}(d) &= [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^H(y_9)] \vee [v^H(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{HC}(y_9)] \vee \\
&\quad \vee [v^{HC}(z_1) \cdot v^H(z_2) \cdot v^{HC}(y_9)].
\end{aligned}$$

В результате система нечетких логических уравнений, определяющих знания о соотношении лингвистических переменных $y_1, y_3, y_7, y_{12}, y_{13}$ и качественных термов за введенной лингвистической переменной z_1 по технологическому состоянию брони барабанной мельницы, будет иметь следующий вид:

$$\begin{aligned}
v^H(z_1) &= [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})] \vee [v^H(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^{6C}(y_7) \cdot v^C(y_{12}) \cdot v^B(y_1) \\
&\quad \vee [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})]; \\
v^{HC}(z_1) &= [v^{6C}(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^C(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})] \vee [v^{6C}(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^C(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_1) \\
&\quad \vee [v^{6C}(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^C(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})]; \\
v^C(z_1) &= [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})] \vee [v^H(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^{6C}(y_7) \cdot v^C(y_{12}) \cdot v^B(y_1) \\
&\quad \vee [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})]; \\
v^{6C}(z_1) &= [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})] \vee [v^H(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^{6C}(y_7) \cdot v^C(y_{12}) \cdot v^B(y_1) \\
&\quad \vee [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})]; \\
v^B(z_1) &= [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})] \vee [v^H(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^{6C}(y_7) \cdot v^C(y_{12}) \cdot v^B(y_1) \\
&\quad \vee [v^B(y_1) \cdot v^B(y_3) \cdot v^H(y_7) \cdot v^H(y_{12}) \cdot v^H(y_{13})].
\end{aligned} \tag{2}$$

А система нечетких логических уравнений, которые определяют знания о соотношении лингвистических переменных $y_2, y_4, y_5, y_6, y_8, y_{10}, y_{11}, y_{14}, y_{15}, y_{16}, y_{17}$ и качественных термов за введенной лингвистической переменной z_2 технического состояния барабанной мельницы будет сформирована так:

$$\begin{aligned}
v^H(z_2) &= \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right]; \\
v^{HC}(z_2) &= \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right]; \\
&\hspace{20em} (3) \\
v^C(z_2) &= \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right]; \\
v^{eC}(z_2) &= \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right]; \\
v^B(z_2) &= \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right] \vee \\
&\quad \vee \left[v^H(y_2) \cdot v^C(y_4) \cdot v^{HC}(y_5) \cdot v^H(y_6) \cdot v^B(y_8) \cdot v^{HC}(y_{10}) \cdot v^H(y_{13}) \cdot v^H(y_{14}) \cdot v^H(y_{15}) \cdot v^H(y_{16}) \right].
\end{aligned}$$

При этом весовые значения правил, что характеризуют субъективные меры уверенности эксперта в этом правиле, не указаны, так как при грубой наладке их значения равняются единице. В общем случае каждая входная лингвистическая переменная $y_1 - y_{17}$ имеет свои собственные функции принадлежности нечетким качественным термам (Н, нС, С, вС, В). Для упрощения моделирования целесообразно использовать для всех переменных одну общую форму функции принадлежности. Для этого можно использовать нормирование интервалов изменений каждой лингвистической переменной к одному универсальному интервалу посредством стандартных соотношений [1, 3]:

$$v^j(y_i) = \tilde{v}^j(u); \quad u = 4 \frac{y_i - \underline{y}_i}{\overline{y}_i - \underline{y}_i}; \quad j = H, нС, С, вС, В, \quad (4)$$

где $[\underline{y}_i, \overline{y}_i]$ – является интервалом изменения лингвистической переменной.

Стандартная аналитическая модель общей функции принадлежности для каждой лингвистической переменной y_i в этом случае отобразится в виде

$$\tilde{v}^j(u) = \frac{1}{1 + \left(\frac{u-b}{c}\right)^2}. \quad (5)$$

Использованные параметры общей функции принадлежности приведены в табл. 5. Выбор таких значений функций обусловлено тем, что они в пределах надежности точно аппроксимируют функции принадлежности, полученные экспертом методом парных сравнений.

Таблица 5

Значение параметров стандартных грубых функций принадлежности

Терм	Н	нС	С	вС	В
b	0	1	2	3	4
c	0.923	0.923	0.923	0.923	0.923

В качестве алгоритма принятия решение относительно остаточного ресурса интегрированного износа лифтеров используются нечеткие логические уравнения вместе с функциями принадлежности нечетких термов по следующим стандартным алгоритмам интеллектуальных технологий идентификации:

1. Фиксируется значение режимных технологических и технических параметров остаточного ресурсного состояния интегрированного износа лифтеров

$$y^* = (y_1^*, y_2^*, \dots, y_{17}^*).$$

2. Используя стандартную модель (4) и параметры b и c из табл. 5, определяются значения функций принадлежности, при фиксированных значениях режимных технологических и технических параметров $i = \overline{1, 17}$.

3. Используя логические уравнения (3) – (5), обсчитываются стандартные функции принадлежности $v^{d_j}(y_1^*, y_2^*, \dots, y_{17}^*)$ при векторе состояния $y^* = (y_1^*, y_2^*, \dots, y_{17}^*)$ для всех ресурсных диагнозов d_1, d_2, \dots, d_6 . При этом логические операции “И” (\wedge) и “ИЛИ” (\vee) над функциями принадлежности заменяются операциями \min и \max соответственно выражениям:

$$v(a) \wedge v(b) = \min[v(a), v(b)];$$

$$v(a) \vee v(b) = \max[v(a), v(b)].$$

4. Определяется через найденное решение d_j^* дифференциального диагноза по остаточному ресурсу интегрированного износа лифтеров для каждого варианта:

$$v^{d_j^*}(y_1^*, y_2^*, \dots, y_{17}^*) = \max \left[v^{d_j}(y_1^*, y_2^*, \dots, y_{17}^*) \right].$$

Следует отметить, что решение из дифференциального диагноза по существу есть выбор одной или нескольких из существующих альтернатив. И расплывчатое решение необходимо определять как нечеткое множество в пространстве альтернатив, что находятся в результате пересечения заданных целей и ограничений. Понятие решения как расплывчатого множества в пространстве альтернатив может считаться сначала искусственным, но действительно расплывчатое решение можно рассматривать как некоторую инструкцию, расплывчатость которой является выводом неточности формализации поставленных целей и ограничений. При этом близость решения к поставленным целям определяется в каждом случае сформированным значением соответствующей функции принадлежности. Например, для заданных значений режимных технологических и технических параметров амплитудных значений частотных интервалов спектров потребляемой приводным электродвигателем мельницы активной мощности на оперативном часовом срезе процесса измельчения по заполнению барабана рудой соответственно:

$$\begin{array}{lllll}
 y_1^* = 0.1; & y_2^* = 0.005; & y_3^* = 0.125; & y_4^* = 0.025; & y_5^* = 0.008 \\
 y_6^* = 0.001; & y_7^* = 0.001; & y_8^* = 0.008; & y_9^* = 0.0008; & y_{10}^* = 0.012 \\
 y_{11}^* = 0.0005; & y_{12}^* = 0.0008; & y_{13}^* = 0.0005; & y_{14}^* = 0.0007 & y_{15}^* = 0.0005 \\
 y_{16}^* = 0.02 & y_{17}^* = 0.0005
 \end{array}$$

– найденные значения стандартных функций принадлежности в точках, $i = \overline{1,17}$ для термов соответственно режимным технологическим и техническим параметрам остаточного ресурса интегрированного износа лифтеров представлены в табл. 6.

Таблица 6

Значение стандартных функций принадлежности в точках, $i = \overline{1,17}$ для всех термов соответственно режимным технологическим и техническим параметрам состояния остаточного ресурса интегрированного износа лифтеров

	y_i^*	u_i^*	$v^H(y_j^*)$	$v^{HC}(y_j^*)$	$v^C(y_j^*)$	$v^{eC}(y_j^*)$	$v^B(y_j^*)$
1	0.1	3.636	0.061	0.109	0.241	0.678	0.866
2	0.012	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
3	0.125	4	0.051	0.086	0.176	0.46	1
4	0.025	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
5	0.009	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
6	0.002	0.25	0.932	0.602	0.218	0.101	0.057
7	0.001	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
8	0.006	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
9	0.009	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
10	0.012	1.714	0.225	0.625	0.913	0.34	0.14
11	0.0005	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
12	0.0009	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051

13	0.0005	0.14	0.977	0.535	0.198	0.094	0.054
14	0.0007	1.6	0.25	0.703	0.842	0.303	0.129
15	0.0005	0.0	1	0.46	0.176	0.086	0.051
16	0.02	4	0.051	0.086	0.176	0.46	1
17	0.0005	0.047	0.997	0.484	0.183	0.089	0.052

Программная реализация системы нечетких логических уравнений, что связывают стандартные функции принадлежности диагнозов и соответствующих входных лингвистических переменных и качественных термов относительно режимным параметрам технической стороны мельницы (степень износа лифтеров по частотным интервалам спектров потребляемой мощности) будет иметь вид:

$$\begin{aligned}
Nz10 &= \max \left[\min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,2}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), \right. \\
&\quad \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,5}, Y100_{11,4}, Y100_{12,6}), ; \\
&\quad \left. \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,2}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}) \right] \\
nCz10 &= \max \left[\min (Y100_{0,5}, Y100_{2,6}, Y100_{6,4}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), \right. \\
&\quad \min (Y100_{0,5}, Y100_{2,6}, Y100_{6,4}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), ; \\
&\quad \left. \min (Y100_{0,5}, Y100_{2,6}, Y100_{6,4}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}) \right] \\
Cz10 &= \max \left[\min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), \right. \\
&\quad \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), ; \\
&\quad \left. \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}) \right] \\
vCz10 &= \max \left[\min (Y100_{0,2}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), \right. \\
&\quad \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,5}, Y100_{6,2}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}), ; \\
&\quad \left. \min (Y100_{0,2}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,2}, Y100_{12,2}) \right] \\
Vz10 &= \max \left[\min (Y100_{0,6}, Y100_{2,2}, Y100_{6,6}, Y100_{11,6}, Y100_{12,2}), \right. \\
&\quad \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,6}, Y100_{12,2}), . \\
&\quad \left. \min (Y100_{0,6}, Y100_{2,6}, Y100_{6,6}, Y100_{11,6}, Y100_{12,2}) \right]
\end{aligned} \tag{6}$$

Относительно режимных параметров технологической стороны барабанной мельницы (степень заполнения барабана измельчаемой рудой) система нечетких логических уравнений запишется аналогичным образом.

И в результате относительно диагнозов остаточного ресурса степени интегрированного износа конструктивных элементов брони – лифтеров, система нечетких логических уравнений будет иметь вид:

$$D10 = \max \left[\min(Y100_{8,2}, Nz10, Nz20), \min(Y100_{8,2}, nCz10, nCz20), \min(Y100_{8,2}, nCz10, Cz20) \right];$$

$$D20 = \max \left[\min(Y100_{8,2}, nCz10, nCz20), \min(Y100_{8,2}, Cz10, nCz20), \min(Y100_{8,2}, nCz10, Cz20) \right];$$

$$D30 = \max \left[\min(Y100_{8,2}, nCz10, Cz20), \min(Y100_{8,2}, vCz10, nCz20), \min(Y100_{8,2}, Cz10, Cz20) \right];$$

(7)

$$D40 = \max \left[\min(Y100_{8,2}, Cz10, vCz20), \min(Y100_{8,2}, vCz10, vCz20), \min(Y100_{8,2}, vCz10, vCz20) \right];$$

$$D50 = \max \left[\min(Y100_{8,2}, Vz10, Vz20), \min(Y100_{8,2}, Vz10, vCz20), \min(Y100_{8,2}, Vz10, vCz20) \right];$$

$$D60 = \max \left[\min(Y100_{8,2}, Vz10, Vz20), \min(Y100_{8,2}, Vz10, vCz20), \min(Y100_{8,2}, Vz10, vCz20) \right].$$

За наибольшим значением стандартных функций принадлежности $D10, D20, D30, D40, D50, D60$ соответственно режимным технологическим и техническим параметрам ресурсного состояния степени интегрированного износа лифтеров определяется их оперативный диагноз остаточного ресурса соответственно заданных диапазонов. Для данного случая величины соответственно равны $D10 = 0.842$, $D20 = 0.051$, $D30 = 0.051$, $D40 = 0.051$, $D50 = 0.051$, $D60 = 0.051$. Здесь четко идентифицируется $\varphi = 5\%$ заполнения барабана измельчаемой рудой при низком значении износа высоты лифтеров. Аналогичная точность получена и по другим заполнениям. Размытость решения определяется только при значении $\varphi = 33\%$ по заполнению барабана рудой.

Список литературы

1. Мещеряков Л.И. Программное обеспечение интеллектуальной идентификации состояний барабанных мельниц / Л.И. Мещеряков, Ясир Юзеф Хуссейн Аль Хатиб, В.В. Прошниченко // Сб. науч. трудов НГАУ. – Днепропетровск, 2009. – № 33. Т.2.– С. 66–71.
2. Мещеряков Л.И. Идентификация информационного обеспечения технологических состояний барабанных мельниц / Л.И. Мещеряков, Ясир Юзеф Хуссейн Аль Хатиб, И.В. Биленко // Сб. науч. трудов НГАУ. – Днепропетровск, 2007. – № 29.– С. 246–250.
3. Мещеряков Л.И., Программное обеспечение идентификации состояний барабанных мельниц / Л.И. Мещеряков, Ясир Юзеф Хуссейн Аль Хатиб, А.И. Зубарев // Сб. науч. трудов НГАУ. – Днепропетровск, 2010. – № 34. Т.1 – С. 267–274.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 17.10.2012*

ОЦІНКА ВПЛИВУ ЧАСТОТНО-ІНФОРМАЦІЙНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ТРАНСМІСІЇ Й ОБОРОТНОЇ ЕЛЕКТРОРУШІЙНОЇ СИЛИ НА КЕРУВАННЯ ВНУТРІШНЬОГО КОНТУРУ РЕГУЛЮВАННЯ

Приведены результаты исследований влияния гидропередачи и канатно-полиспастной системы на настройку регулятора тока.

Наведено результати досліджень впливу гідропередачі і канатно-поліспастної системи на налагодження регулятора струму.

Results of research influence gidro transmission and rope polis past system on the tuning current regulator are considered.

Вступ. Для одержання в узагальненому виді зручних розрахункових співвідношень, дослідження систем з активною послідовною корекцією, як за правило, роблять без обліку впливу оборотної електрорушійної сили (ЕРС) на процеси в струмовому контурі. Крім того, як за правило, вважається, що трансмісія абсолютно жорстка, що при використанні приводів постійного струму, яким притаманні значні моменти інерції якоря двигуна та помірна швидкодія, цілком виправдано та дозволяє просто прораховувати систему автоматичного керування. При цьому регулятор струму вибирається із пропорційно-інтегральною динамічною характеристикою й постійної часу ланки, що диференціює, рівної електромагнітної постійної часу контуру струму.

Останні досягнення. Застосування приводної системи змінного струму з короткозамкненим асинхронним двигуном і напівпровідниковим перетворювачем із широтно-імпульсною модуляцією автономного інвертора напруги, характеризується значним зменшенням моменту інерції ротора двигуна й збільшенням швидкодії контурів, у порівнянні із приводною системою постійного струму, що призведе до істотного впливу оборотної ЕРС і пружних зв'язків об'єкта керування на якість процесів регулювання, що повинне враховуватися при настроюванні контуру струму [1, 2].

Збільшення схильності до підвищення коливальності контуру струму привода спусково-піднімальних операцій можливо через наявність пружних властивостей у гідропередачі та канатно-поліспастової системі [3]. Використання приводної системи з короткозамкненим асинхронним двигуном характеризується істотним зменшенням моменту інерції двигуна, що спричиняє появу додаткових коливань у контурі струму через коливання ротора двигуна при пружному моменті опору [4]. Ці коливання передаються через оборотну ЕРС і є додатковим впливом, що збурює, для контуру струму [5].

Мета дослідження. Знайдемо динамічні передатні функції в контурі струму, що враховують пружні коливання в трансмісії.

Результати досліджень. Структурна вихідна схема замкнутого контуру струму, з урахуванням впливу на динаміку управління контуру оборотної противо-едс і піддатливості трансмісії, наведена на рис. 1.

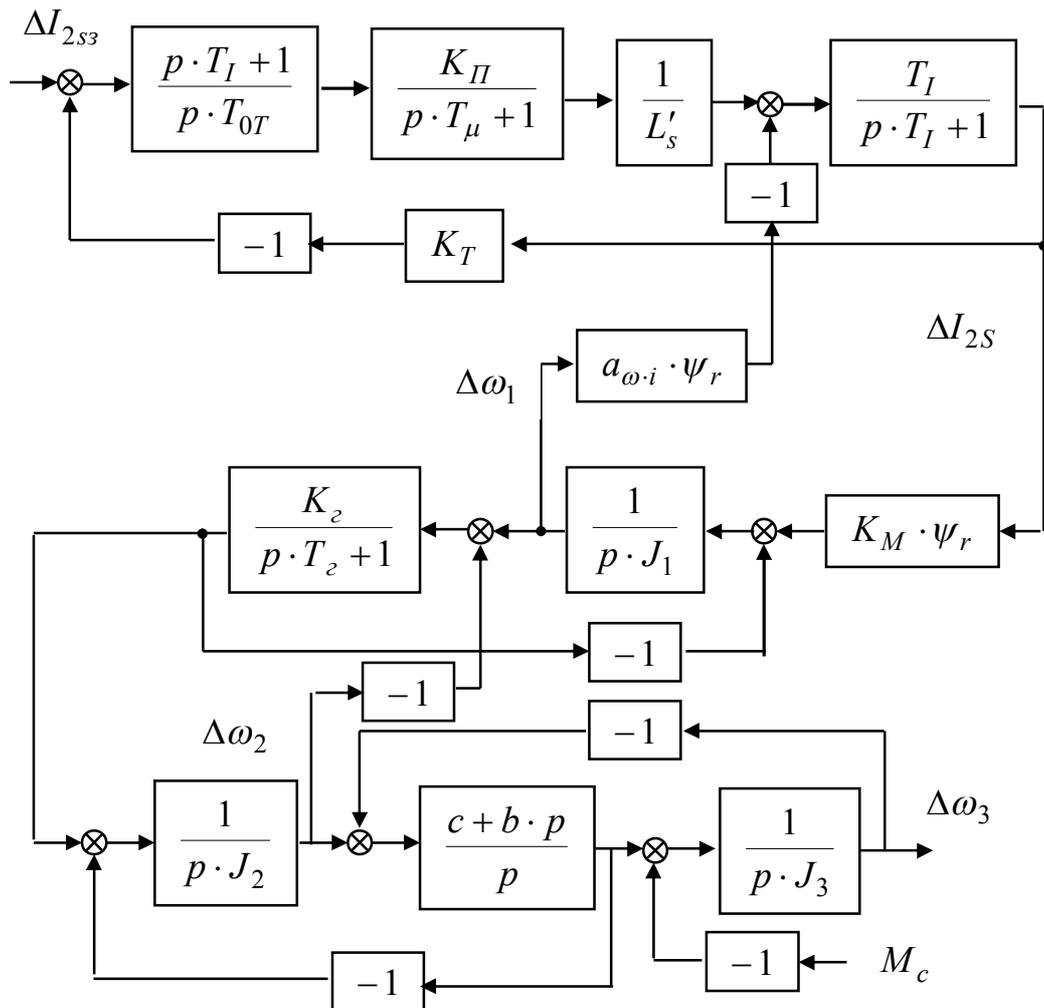


Рис. 1. Структурна початкова схема контуру регулювання активної складової струму статора з урахуванням впливу оборотної противо-ЕРС і піддатливості трансмісії

На структурній схемі рис.1 позначено: ΔI_{2s3} , ΔI_{2s} – задане й дійсне значення струму статора; $T_2, T_I, T_{0T}, T_{\mu}$ – стали часу гідросистеми, електромагнітна, контуру струму та некомпенсуєма, K_{II}, K_2, K_M – коефіцієнти передачі перетворювача, гідросистеми й електродвигуна по крутному моменті; $K_T, a_{\omega \cdot i}, \psi_r$ – коефіцієнти передачі давача струму, електродвигуна по оборотній ЕРС, значення потокозчеплення ротора; L'_s, J_1 – зведені індуктивність статора та момент інерції ротора двигуна; c, b – коефіцієнти жорсткості та дисипативних сил тягового каната; $\Delta \omega_1, \Delta \omega_2, \Delta \omega_3$ – частоти обертань валів елетро- та гідро-двигунів і зведена швидкість поставу; M_c – момент опору, що обумовлений вагою поставу.

Після зведення пружного моменту на вхід механічної інерційної ланки приводного двигуна структурна схема контуру струму приймає вид, який показано на рис. 2.

Структурна перетворена схема (рис. 2) дозволяють кількісно оцінити вплив пружної трансмісії через оборотну ЕРС на контур струму.

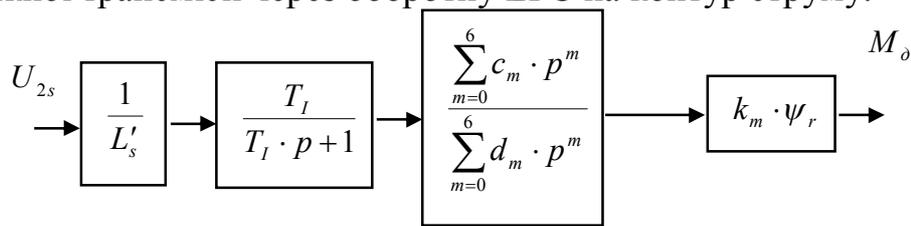


Рис. 2. Зведена структурна схема об'єкта управління контуру струму

Зведення дії оборотної ЕРС і пружного моменту безпосередньо до об'єкта управління контуру струму призводить до структурної схеми, що показано на рис. 3. Вона відрізняється від початкової схеми переносом від'ємних зворотних зв'язків в усередину об'єкта управління контуру струму.

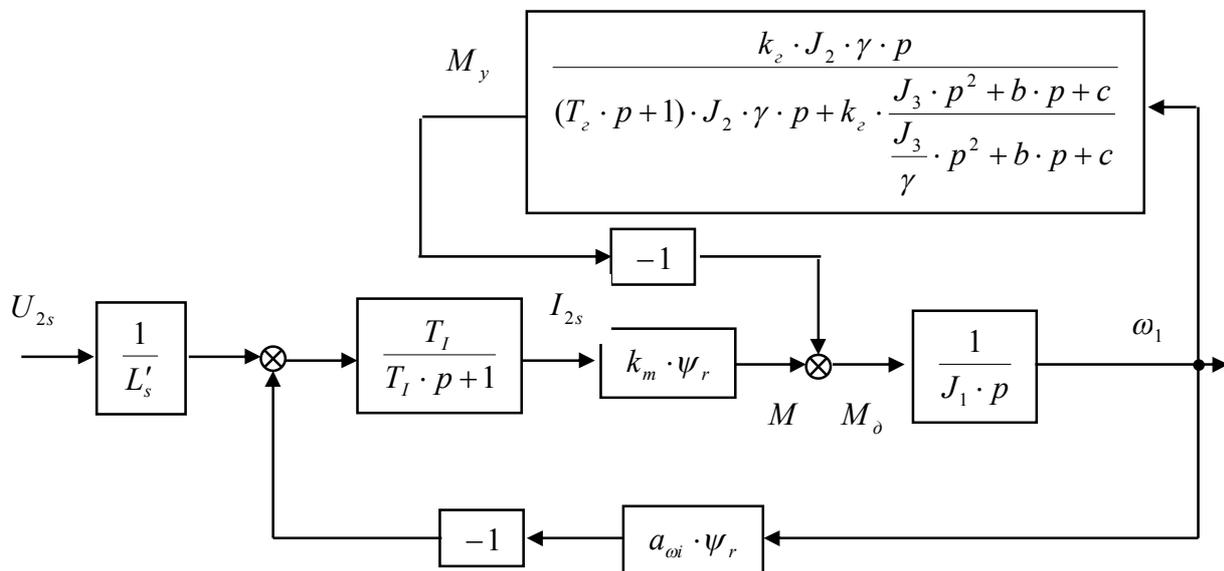


Рис. 3. Структурна схема об'єкта управління контуру струму при приведенні пружних властивостей трансмісії на вхід механічної ланки двигуна (γ – частковий коефіцієнт інерції системи, M_y, M, M_d – моменти пружний, крутний і динамічний)

Після згортання зворотних зв'язків і приведення їх у прямий канал передачі, структура об'єкта управління контуру струму одержує вид зручний для аналізу динамічних процесів і розрахунку контуру струму, рис. 4.

Причому коефіцієнти чисельника й знаменника додаткової динамічної ланки в об'єкті управління контуру токи обчислюються за вихідним даними об'єкта керування:

– коефіцієнти чисельника

$$c_6 = L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot V \cdot J_2 / E / q_d^2;$$

$$\begin{aligned}
c_5 &= L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + J_2 \cdot J_3) + \\
&+ J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2; \\
c_4 &= J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + q_h / q_\delta \cdot J_3 + \\
&+ q_h / q_\delta \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1) + J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot b \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + J_2 \cdot J_3); \\
c_3 &= J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (c \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + b \cdot q_h / q_\delta \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + q_h / q_\delta \cdot b) + \\
&+ J_1 \cdot (c \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + b \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + q_h / q_\delta \cdot J_3 + q_h / q_\delta \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1); \\
c_2 &= L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot \Gamma \cdot q_h / q_\delta \cdot c + J_1 \cdot (c \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 + b \cdot q_h / q_\delta \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + \\
&+ q_h / q_\delta \cdot b); \\
c_1 &= q_h / q_\delta \cdot J_1 \cdot \Gamma \cdot c; \\
c_0 &= 0;
\end{aligned}$$

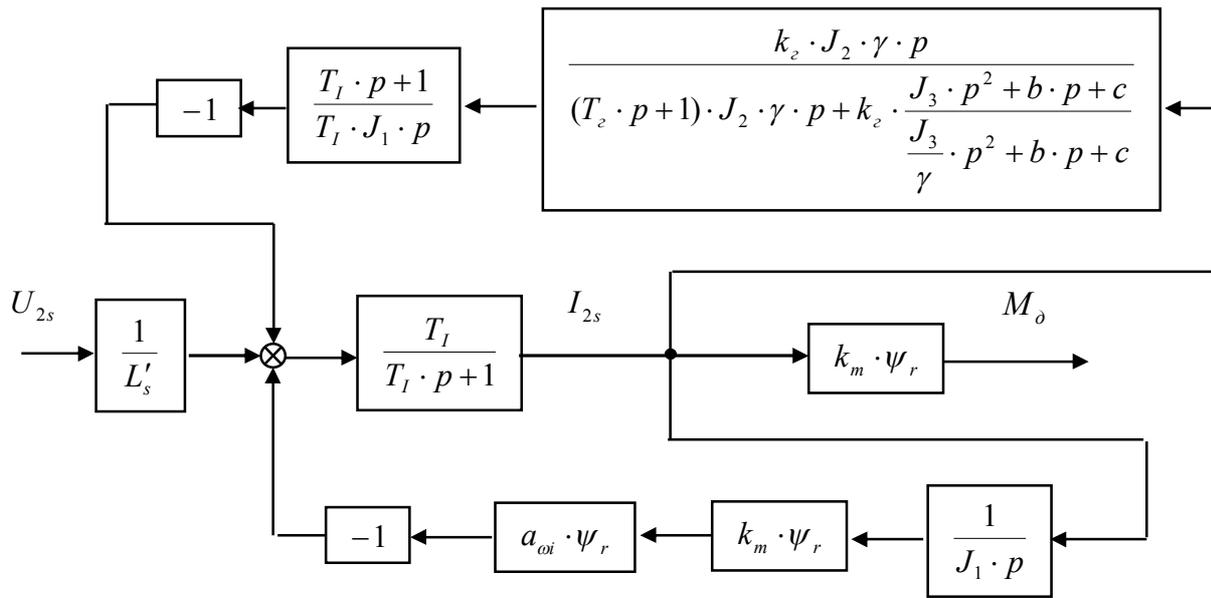


Рис. 4. Перетворена структурна схема об'єкта управління контуру струму

– коефіцієнти знаменника

$$\begin{aligned}
d_6 &= J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2; \\
d_5 &= L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\delta^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + J_2 \cdot J_3) + \\
&+ J_1 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot V \cdot J_2 / E / q_\delta^2;
\end{aligned}$$

$$d_4 = J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\partial^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + q_H / q_\partial \cdot J_3 + q_H / q_\partial \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1) + J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\partial^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + J_2 \cdot J_3) + V \cdot J_2 / E / q_\partial^2 \cdot J_2 \cdot J_3 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2;$$

$$d_3 = J_1 \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot (J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + b \cdot q_H / q_\partial \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + q_H / q_\partial \cdot b) + J_1 \cdot (V \cdot J_2 / E / q_\partial^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + q_H / q_\partial \cdot J_3 + q_H / q_\partial \cdot J_2 \cdot J_3 / J_1) + (V \cdot J_2 / E / q_\partial^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} + J_2 \cdot J_3) \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2;$$

$$d_2 = J_1 \cdot \Gamma \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot q_H / q_\partial \cdot c + J_1 \cdot (J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c / J_1 + b \cdot q_H / q_\partial \cdot \gamma_{23} \cdot J_2 / J_1 + q_H / q_\partial \cdot b) + (V \cdot J_2 / E / q_\partial^2 \cdot J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot b + q_H / q_\partial \cdot J_3) \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2;$$

$$d_1 = (J_2 \cdot \gamma_{23} \cdot c + b \cdot q_H / q_\partial) \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2 + q_H / q_\partial \cdot J_1 \cdot \Gamma \cdot c;$$

$$d_0 = q_H / q_\partial \cdot c \cdot L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r) \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot k_m \cdot \psi_r^2,$$

де V, E, q_∂, q_H – повний об'єм гідросистеми, модуль пружності гідроолії, об'єми двигуна та насоса; R_s, k_r, R_r – значення опорів ротора, статора й коефіцієнт зведення; $\Gamma, \gamma_{12}, \gamma_{23}$ – загальний і частковий коефіцієнти інерції механічної системи.

Таке представлення динамічних ланок об'єкта керування моментотворюючого струму статора уможливило аналізувати частотні властивості контуру з урахуванням впливу як оборотної ЕРС, так і пружних зв'язків на динаміку контуру струму.

Наявність пружних зв'язків і оборотної ЕРС ускладнює настроювання системи керування, тому що традиційна передатна функція об'єкта управління контуру струму одержує додаткову динамічну ланку з поліномами шостого порядку як у чисельнику, так і знаменнику (рис. 4).

Для зменшення числа змінних в об'єкті керування виражаємо значення коефіцієнтів багаточленів чисельника й знаменника через коефіцієнти підсилення об'єкта керування та його сталу часу. Тоді динамічні ланки об'єкта керування призводяться до вигляду, який показано на рис.5.

З урахуванням дії оборотної ЕРС і пружного моменту трансмісії передатна функція струмового контуру в розімкненому стані визначається дробово-раціональною функцією

$$W_{\text{оукт}}(p) = \frac{K_{\Pi}}{T_{\mu} \cdot p + 1} \cdot \frac{1}{L'_s} \cdot \frac{T_I}{T_I \cdot p + 1} \cdot \frac{\sum_{n=0}^6 a_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b_{n1} \cdot p^n}, \quad (1)$$

з коефіцієнтами:

– чисельника

$$a_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_2 \cdot T_y^2;$$

$$\begin{aligned}
a_{51} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z; \\
a_{41} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) + \\
&+ T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2); \\
a_{31} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\
&+ T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}); \\
a_{21} &= \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}); \\
a_{11} &= T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23}; \\
a_{01} &= 0;
\end{aligned}$$

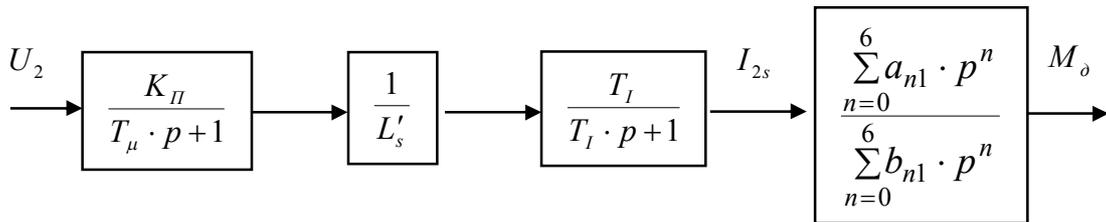


Рис. 5. Перетворена зведена структурна схема об'єкта управління контуру струму

– знаменника

$$\begin{aligned}
b_{61} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2; \\
b_{51} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z; \\
b_{41} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) + \\
&+ T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + K_\delta \cdot T_z \cdot T_{M2} \cdot T_y^2; \\
b_{31} &= T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\
&+ T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) + \\
&+ K_\delta \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2); \\
b_{21} &= \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\
&+ K_\delta \cdot (T_{M2} \cdot (T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y) + K_z \cdot T_y^2); \\
b_{11} &= T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} + K_\delta \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z / \gamma_{23}); \\
b_{01} &= K_\delta \cdot K_z / \gamma_{23}.
\end{aligned}$$

При записі коефіцієнтів чисельника та знаменника введені постійні величини: $T_{M1} = J_1 \cdot \omega_H / M_H$, $T_{M2} = J_2 \cdot \omega_H / M_H$,

$T_{M3} = J_3 \cdot \omega_H / M_H$ – механічні стали часу; ω_H, M_H – номінальні частота обертання та крутний момент двигуна;

$T_{ЭМ1} = (4 \cdot J_1)^2 \cdot (R_s + k_r^2 \cdot R_r) / (38,3 \cdot k_m \cdot a_{\omega \cdot i} \cdot \psi_r^2)$ – електромеханічна стала часу;

$T_y = \sqrt{J_3 / (c \cdot \gamma_{23})}$ – стала часу пружних коливань канатно-поліспасової системи; $\xi_y = 0,5 \cdot \sqrt{b^2 \cdot \gamma_{23} / (J_3 \cdot c)}$ – коефіцієнт демпфірування пружних коливань у канатно-поліспасової системі; $\Gamma = (J_1 + J_2 + J_3) / J_1$; $\gamma_{12} = (J_1 + J_2) / J_1$; $\gamma_{23} = (J_2 + J_3) / J_2$ – загальний і частковий коефіцієнти інерційностей системи; $T_I = L'_s / (R_s + k_r^2 \cdot R_r)$ – електромагнітна стала часу контуру струму; L'_s – індуктивність статора з зведеною індуктивністю розсіювання; $K_e = q_n / q_\delta$ – коефіцієнт передачі гідросистеми; $T_e = V \cdot J_2 / E / q_\delta^2$ – стала часу гідросистеми; $K_\delta = T_I / L'_s$ – коефіцієнт передачі електродвигуна.

Аналіз чисельних значень коефіцієнтів зроблено для параметрів устаткування бурового верстата СБШС-250Н. Значення сталих часу зведені в таблиці. Розділяємо вплив на динамічні процеси оборотної противо-ЕРС

$$W_{ose}(p) = \frac{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1)}{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1) + K_\delta}$$

і гідропередачі з канатно-поліспасової системами

$$W_{zkl}(p) = \frac{\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n}.$$

Таблиця

Числові значення коефіцієнтів передатної функції об'єкта управління контуру струму на початку та в кінці спуско-піднімальної операції при перегоні порожньої голівки бурового снаряда та при пересуванні всього бурового поставу

Значення сталих часу й коефіцієнтів об'єкта керування	T_{M1}, c	T_{M2}, c	T_{M3}, c	T_I, c	T_e, c	T_μ, c	T_y, c
На початку операції при пересуванні всього зібраного бурового поставу	0,12	0,01	0,07	0,078	0,08	0,0005	0,0054
Наприкінці операції при перегоні порожньої голівки бурового снаряда	0,12	0,01	0,02	0,078	0,08	0,0005	0,0005

Для цього вихідну передатну функцію (1) перетворимо до вигляду

$$W_{\text{оукм}}(p) = \frac{K_{\Pi}}{T_{\mu} \cdot p + 1} \cdot \frac{1}{L'_s} \cdot \frac{T_I}{T_I \cdot p + 1} \cdot \frac{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1)}{p \cdot T_{M1} \cdot (p \cdot T_I + 1) + K_{\partial}} \cdot \frac{\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n},$$

де коефіцієнти поліномів чисельника й знаменника знаходяться

$$a'_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2;$$

$$a'_{51} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$a'_{41} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) + \\ + T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + K_{\partial} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$a'_{31} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\ + T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12} + \\ + K_{\partial} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2));$$

$$a'_{21} = \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\ + K_{\partial} \cdot (T_z \cdot T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12});$$

$$a'_{11} = T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} + K_{\partial} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23});$$

$$a'_{01} = \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} \cdot K_{\partial}.$$

$$b'_{61} = T_{M1} \cdot T_I \cdot T_{M2} \cdot T_z \cdot T_y^2;$$

$$b'_{51} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + T_{M1} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$b'_{41} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) + \\ + T_{M1} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2) + 2 \cdot K_{\partial} \cdot T_{M2} \cdot T_y^2 \cdot T_z;$$

$$b'_{31} = T_{M1} \cdot T_I \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\ + T_{M1} \cdot (T_{M2} \cdot T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} + K_z \cdot T_y^2 \cdot \gamma_{12}) + \\ + 2 \cdot K_{\partial} \cdot (2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot T_{M2} \cdot T_z + T_{M2} \cdot T_y^2);$$

$$b'_{21} = \Gamma \cdot T_{M1} \cdot T_I \cdot K_z / \gamma_{23} + T_{M1} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot \Gamma / \gamma_{23}) + \\ + 2 \cdot K_{\partial} \cdot (T_{M2} \cdot (T_z + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y) + K_z \cdot T_y^2 \cdot (\gamma_{12} + 1) / 2);$$

$$b'_{11} = T_{M1} \cdot \Gamma \cdot K_z / \gamma_{23} + 2 \cdot K_{\partial} \cdot (T_{M2} + 2 \cdot \xi_y \cdot T_y \cdot K_z \cdot (\Gamma + 1) / 2 / \gamma_{23});$$

$$b'_{01} = K_{\partial} \cdot K_z \cdot (\Gamma + 1) / \gamma_{23}.$$

Висновки. Аналізуючи отримані рівняння, можна зробити наступний висновок, що пружні властивості трансмісії не будуть позначатися на перехідні процеси в контурі струму:

- якщо двигун має більші активні опори статора й зведеного ротора ($K_d \rightarrow 0$);
- якщо сумарний зведений момент інерції ротора гідродвигуна та бурового постава значно менше, ніж момент інерції ротора (якоря) приводного двигуна, тобто виконується співвідношення

$$T_{M1} \gg T_{M2} + T_{M3},$$

При цьому дотримується рівність

$$W_{зк1}(p) = \frac{\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n}{\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n} \approx 1,$$

що свідчить про відсутність збурювання в контурі струму з боку гідроприводу й канатно-поліспастової системи.

У цьому випадку загальний коефіцієнт інерції буде прагнути до одиниці ($\Gamma \rightarrow 1$), і динамічні ланки чисельника $\sum_{n=0}^6 a'_{n1} \cdot p^n$ й знаменника $\sum_{n=0}^6 b'_{n1} \cdot p^n$ будуть компенсувати взаємний вплив на контур струму. При цьому механічна ланка приводного двигуна проявляє властивості фільтра низької частоти з гарною добротністю.

Надалі будуть проведені дослідження спрямовані на визначення впливу трансмісії на поведінку контуру частоти обертання.

Список літератури

1. Хилов В.С., Бешта А.С., Заика В.Т. Опыт применения частотно-управляемых приводов в буровых станках карьеров Украины. Горный информационноаналитический бюллетень, Мосва. МГГУ, 2004, №10, с. 285-289.
2. Рудаков В.В., Столяров И.М., Дартау В.А. Асинхронные электроприводы с векторным управлением. – Л.: Энергоатомиздат, 1987.- 136 с.
3. Хилов В.С. Математическая модель гидропривода подачи станка шарошечного бурения. Наук.-техн. зб. Гірнична електромеханіка та автоматика. Вип.70. Дніпропетровськ, НГУ. – С. 100-105.
4. Хилов В.С. Математическая модель объекта управления привода подачи бурового станка. Сб. научн. трудов НГУ. Дніпропетровськ, 2004, №19, т.2, с.33-39.
5. Хилов В.С. Синтез позиционной системы управления гидравлическим приводом подачи станка шарошечного бурения. Сб. научн. трудов НГУ. Дніпропетровськ, 2003, №17, т.2, с.122-127.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мецьяковим Л.І
Надійшла до редакції 30.10.2012*

ДОСЛІДЖЕННЯ МОЖЛИВОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ ШЛАМУ КАЛЬЦІЄВОЇ СЕЛІТРИ ДЛЯ ОЧИЩЕННЯ МІСЬКОЇ СТІЧНОЇ ВОДИ ВІД ФОСФАТІВ

Досліджена можливість застосування шламу виробництва кальцієвої селітри ПрАТ «Хім-дивізіон», як коагулянту для очищення міської стічної води від фосфатів.

Исследована возможность применения шлама производства кальциевой селитры ЧАТ "Химдивизион", в качестве коагулянта для очистки городской сточной воды от фосфатов.

Investigational possibility of application of shlamu of production of calcium saltpetre of «Chim-divizion», as to the coagulant for city flow water treatment from phosphates.

Вступ. Очищення стічних вод відноситься до технології, в якій утворений осад є багатотоннажним відходом. В Україні на каналізаційних очисних спорудах щорічно утворюється більш 3 млн. тон зневоднених осадів стічних вод [1].

За класифікацією каналізаційні осади відносяться до категорії мало-небезпечних і розміщуються відкрито на мулових майданчиках, вилучаючи з господарського обігу значну частину приміських територій та загострюючи екологічну ситуацію.

Актуальність проблеми осадів – відходів відображено в низці законів України, які зобов'язують продуцентів відходів позбавлятися від них.

Організаційні заходи зводяться до попередження скидання стічних вод у водойми без їхнього очищення. Технічні заходи передбачають очищення стічних вод різними методами, повторне використання стічних вод для технічних потреб та поливу, створення зворотних та замкнених систем водокористування, вдосконалення технологічних процесів на підприємствах у напрямку зменшення надходження забруднень у стоки, перехід на безвідходні технології. Виходячи з останнього проблема утилізації осадів повинна бути вирішена. Основними показниками якості води є вміст в ній азоту і фосфору, які не тільки коливаються в широких межах, а й часто перевищують норми гранично допустимих концентрацій, тому слід знизити вміст фосфатів у стічній воді [2].

Постановка задачі. Дослідити можливість застосування шламу виробництва кальцієвої селітри ПрАТ «Хімдивізіон» як коагулянту для очищення від фосфатів міської стічної води лівобережних очисних споруд м. Дніпродзержинська та для ущільнення осадів стічних вод.

Результати роботи. Як об'єкт дослідження були обрані стічна вода лівобережних очисних споруд м. Дніпродзержинська, та шлам виробництва кальцієвої селітри ПрАТ «Хімдивізіон». Склад неочищених стічних вод, що надходять на очисні споруди лівого берега м. Дніпродзержинська, наведено в табл. 1. З якої видно, що вміст фосфатів становить 20-22 мг/дм³, що значно перевищує гранично допустиму концентрацію.

Шлам є однорідною гомогенною масою сіро-жовтого кольору, пастоподібного стану без ознак розшарування і виділення води. Його (водної витяжки)

pH становить 8,5 – 9,5; насипна щільність 1,445 кг/м³. Хімічний склад шламу представлено у табл. 2.

Таблиця 1

Усереднений склад неочищених стічних вод, що надходять на очисні споруди лівого берега м. Дніпродзержинська, мг/дм³

Найменування показників	Джерело скиду			Змішаний стік
	Житловий масив	«ЗЕВМ - ДБК»	Птахофабрика «Оріль-Лідер»	
Амоній сольовий (NH ₄ ⁺)	30	22	36	34
Фосфати (PO ₄ ³⁻)	20	8	22	22
ХСК	395	374	406	428
БСК	240	205	233	261
Завислі речовини	113	164	140	145,6
Хлориди (Cl ⁻)	70	138	90	125,6
Нафтопродукти	1,7	2,4	1,4	1,8
Залізо (Fe ²⁺)	4,0	4,0	1,4	4,6

Таблиця 2

Хімічний склад шламу з виробництва кальцієвої селітри ПрАТ «Хімдивізіон».

Показники	№ зразка шламу				
	1	2	3	4	5
1 Вологість %	40,0	40,8	41,5	39,6	39,6
2 pH водної витяжки	8,5	8,7	9,3	9,5	9,0
3 Насипна щільність, г/см ³	1,254	1,474	1,735	1,453	1,553
4 Активність за CaO і MgO, %	0,19	0,20	0,22	0,21	0,18
5 Вміст нітрату кальцію, %	63,5	65,9	83,5	75,4	81,7
6 Вміст зв'язаного азоту, %	10,8	11,3	14,3	12,9	14,0
7 Вміст водонерозчинного залишку, %	35,0/20,0	21,2/7,5	27,4/12,5	32,5/17,6	33,0/18,1
8 Вміст (у перерахунку на оксиди), %					
Al ₂ O ₃	1,36			2,59	5,4
Fe ₂ O ₃	0,94			2,39	
P ₂ O ₅	0,063	0,07	0,065		
CaO	21,60	22,5	28,5	25,75	27,9
MgO	11,00	5,0	6,5	3,66	
K ₂ O	0,10	0,17	0,15	сліди	0,55
Na ₂ O	0,05	0,06	0,07	0,05	

SiO ₂				8,44	31,7
Зовнішній вигляд	Безформна в'язка маса від сірого до світло-коричневого кольору				

Для проведення експериментів застосовували лабораторну установку, схема якої зображена на рис.1.

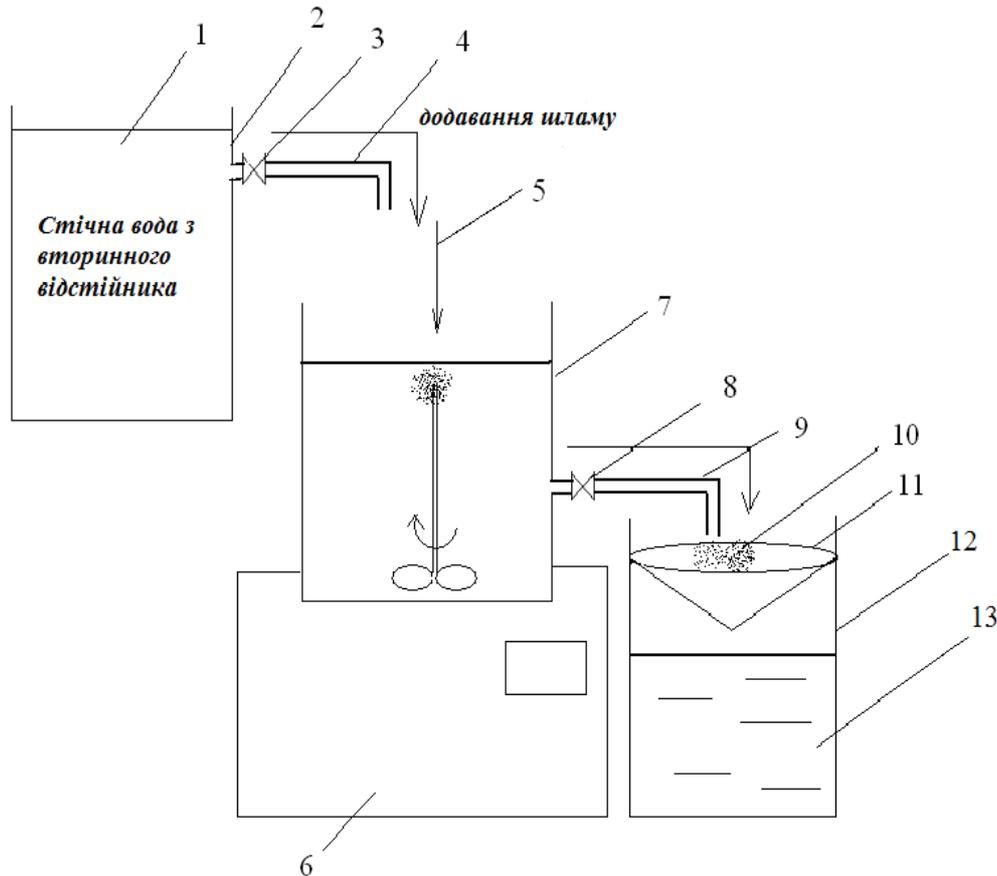


Рис.1. Схема лабораторної установки для дослідження процесу видалення фосфатів зі стічних вод шламом виробництва кальцієвої селітри: 1 – стічна вода зі вторинного відстійника; 2 – ємність зі стічною водою; 3, 8 – запірні вентиля; 4, 9 – трубопровід; 5 – додавання шламу; 6 – магнітна мішалка; 7 – ємність для змішування шламу зі стічною водою; 10 – осад після обробки; 11 – фільтр; 12 – ємність для відділення осаду, що утворився від стічної води; 13 – очищена стічна вода.

Стічну воду лівобережних очисних споруд м. Дніпродзержинська зі вторинного відстійника 1 з ємності 2 при відкриванні запірного вентиля 3 по трубопроводу 4 наливали у ємність для змішування шламу зі стічною водою 7, об'ємом 2 дм³, туди ж додавали розраховану кількість шламу 5. Перемішування шламу зі стічною водою здійснювали за допомогою магнітної мішалки 6. Для відділення осаду, що утворився після видалення фосфатів 10, стічну воду пропускали через фільтр 11. Осад від очищеної стічної води, після її обробки шламом, відділявся у ємності 12, об'ємом 2 дм³.

Якість очищених стічних вод за більшістю показників коливається в широких межах і корелюється з якістю стічних вод, які надходять на очисні споруди.

Якісні аналітичні показники очищених стічних вод одержаних за результатами досліджень представлено у табл. 3.

Таблиця 3

Усереднений склад очищених стічних вод, що виходять із очисних споруд лівого берега м. Дніпродзержинська

Найменування показників	Фактичні концентрації забруднень, мг/дм ³	Гранично допустима концентрація (ГДК), мг/дм ³
Загальне залізо	0,74	0,3
Амоній сольовий	7,1	2,0
Фосфати	20	3,5
Хлориди	58,2	350,0
БСК	5,1	3,0
ХСК	64,3	30,0
Нафтопродукти	0,3	0,3
Сульфати	55,3	500
Завислі речовини	10,0	3,5

Показник рН в неочищених стічних водах становить, в середньому 7,95, а в очищених коливається в межах 6,5 – 8,5.

Середньодобовий скид стічних вод лівобережних очисних споруд м. Дніпродзержинська складає 18000 м³.

Концентрацію фосфатів в очищеній стічній воді визначали фотоколориметричним методом [3], використовуючи спектрофотометр КФК-2. У процесі дослідження випробовувалися такі дози шламу: 50 мг/дм³, 100 мг/дм³, 150 мг/дм³ та 200 мг/дм³.

Результати досліджень показано на рис. 2 у вигляді залежності вмісту фосфатів у стічній від дози шламу, яким її обробляють.

З рис. 2 видно, що чим більша доза шламу виробництва кальцієвої селітри, тим менша концентрація фосфатів у очищеній стічній воді. У ході проведення експериментів нами було визначено, що при дозі вологого шламу 100 мг/дм³ – концентрація фосфатів знижується з 21,25 мг/дм³ до 15,75 мг/дм³, а при 200 мг/дм³ – 10,5 мг/дм³. Однак навіть при дозі шламу 200 мг/дм³ вміст фосфатів (10,5 мг/дм³) значно перевищує нормативний показник для Дніпропетровської області - 3,5 мг/дм³. Крім того шлам виробництва кальцієвої селітри містить велику кількість водорозчинних нітратів (переважно Са(НО₃)₂), які при обробці будуть переходити у воду і підвищуватимуть їх вміст понад норму (45 мг/дм³).

Таким чином обробку міських стічних вод шламом виробництва кальцієвої селітри з метою видалення фосфатів можна рекомендувати як попередню.

Осад стічної води, що утворюється після обробки вихідної води шламом виробництва кальцієвої селітри, доцільно використовувати як компонент органо-мінерального добрива.

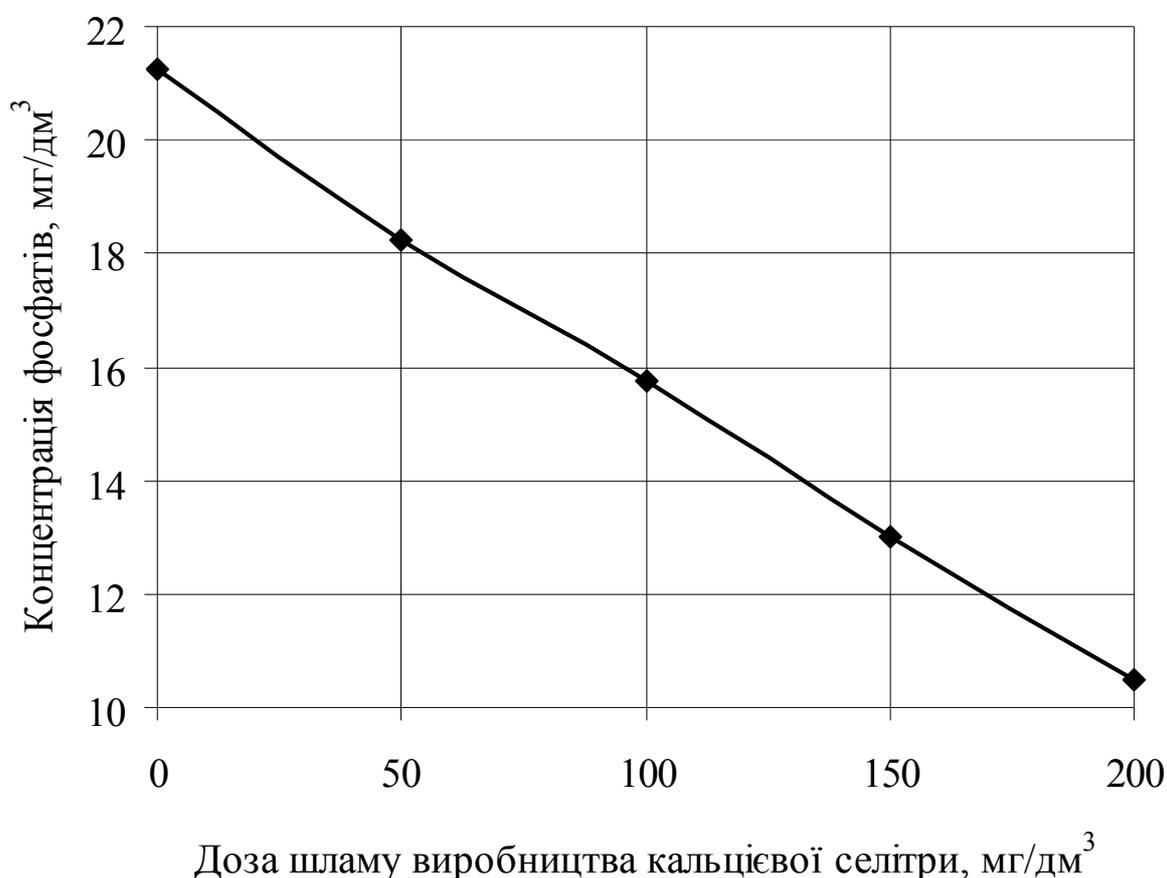


Рис. 2. Залежність концентрації фосфатів у очищеній стічній воді від дози шламів виробництва кальцієвої селітри

Крім осадів стічних вод як компонент органо-мінеральних добрив пропонують використовувати надлишковий активний мул систем біологічного очищення стічної води. Для цього його необхідно попередньо ущільнювати. В якості реагенту для прискорення процесу ущільнення досліджено шлам виробництва кальцієвої селітри.

Для проведення дослідження застосовували надлишковий активний мул, відібраний зі вторинного відстійника лівобережних очисних споруд м. Дніпродзержинська, вологістю 98,2 % та шлам виробництва кальцієвої селітри вологістю 40 %.

Експеримент проводили наступним чином: у чотири колби наливали по 150 мл суміші стічної води та активного мулу. В кожну колбу додавали шлам виробництва кальцієвої селітри із розрахунку його вмісту: в першій колбі – без шламів (вихідна проба), в другій – 2 г/дм^3 , в третій – 1 г/дм^3 , а в четвертій – $0,5$

г/дм³. Вміст колб перемішували та переливали кожну пробу в окремий мірний циліндр. Через дві години відстоювання розпочинали вимірювання об'єму осаду. Дослід проводили до припинення зменшення об'єму осаду (повного осадження активного мулу).

Результати експерименту встановили, що шлам позитивно впливає на процес ущільнення активного мулу. Об'єм ущільненого активного мулу в оброблених пробах порівняно з його об'ємом (24 мл) в необробленій пробі менший на: 6 мл при концентрації шламу 0,5 г/дм³; на 7 мл - при 1 г/дм³; на 12 мл – при 2 г/дм³.

Висновки.

По-перше: встановлено, можливість застосування шламу кальцієвої селітри для очищення міської стічної води від фосфатів, при цьому доведено, що чим більша доза шламу виробництва кальцієвої селітри, тим менша концентрація фосфатів у очищеній стічній воді, так наприклад, при дозі вологого шламу 100 мг/дм³ – концентрація фосфатів знижується з 21,25 мг/дм³ до 15,75 мг/дм³, а при 200 мг/дм³ – 10,5 мг/дм³. Однак навіть при дозі шламу 200 мг/дм³ вміст фосфатів (10,5 мг/дм³) значно перевищує нормативний показник для Дніпропетровської області - 3,5 мг/дм³. Крім того, шлам виробництва кальцієвої селітри містить велику кількість водорозчинних нітратів (переважно Ca(NO₃)₂), які при обробці будуть переходити у воду і підвищуватимуть їх вміст понад норму, тому очищення міських стічних вод шламом виробництва кальцієвої селітри з метою видалення фосфатів можна рекомендувати як попереднє.

По-друге: нерозчинні речовини шламу перейдуть в осад, а розчинні - у воду. З врахуванням вологості та хімічного складу шламу можна розрахувати, що вміст нітратів у воді над осадом буде вищим за 400 мг/дм³ (при концентрації шламу 2 г/дм³). Тобто доцільність застосування шламу виробництва кальцієвої селітри для ущільнення надлишкового активного мулу біологічної очистки стічних вод буде визначатись техніко-економічними перевагами переробки більш ущільненого мулу та можливістю розведення «надмульної» води до прийнятних концентрацій нітратів.

Список літератури

1. Сачко В.В., Ютіна А.С., Бондарь И.Л. Нормативное обеспечение утилизации осадков сточных вод некоторых городов Украины. Збірка доповідей Міжнародного Конгресу «ЕТЕВК – 2003». – 2003. – С. 284 – 286.
2. Джигирей В.С. Екологія та охорона навколишнього природного середовища. Навчальний посібник / К.:Знання, 2006.- 319 с.
3. ЦВ 3.04.53-2004. Методика выполнения измерений массовой концентрации общего фосфора и фосфора фосфатов в пробах питьевых, природных и сточных вод фотометрическим методом.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесніком В.Є.
Надійшла до редакції 30.10.2012*

СТВОРЕННЯ БЕЗПЕЧНИХ УМОВ ПРИ РОЗРОБЦІ НЕРУДНИХ РОДОВИЩ ІЗ ЗМЕНШЕНОЮ САНІТАРНО-ЗАХИСНОЮ ЗОНОЮ

Рассмотрены условия разработки нерудных месторождений, при которых обеспечивается безопасность жизнедеятельности населения вблизи горнодобывающих предприятий. Описаны технологические мероприятия, используемые на данных производствах для их экологосберегающей работы при уменьшенных размерах санитарно-защитных зон.

Розглянуто умови розробки нерудних родовищ, при яких забезпечується безпека життєдіяльності населення поблизу гірничодобувних підприємств. Описано технологічні заходи, які застосовуються на даних виробництвах для їх екологосберегаючої роботи при зменшених розмірах санітарно-захисних зон.

The conditions for the development of non-metallic deposits, which provide life safety of the population near the mining industry. We describe the technological measures used in these industries for their environmental work with the small size of buffer zones.

Україна має велику мінерально-сировинну базу для відкритої розробки нерудних корисних копалин. Із близько 730 розвіданих родовищ понад 580 представлені твердими, скельними (кристалічними), гірськими породами: граніти, мігматити, базальти, вапняки, діорити, андезити, пісковик, гнейси, сієніти, амфіболіти, та інші. Усі вони розробляються за технологією, яка передбачає подрібнення порід в масиві шляхом їх підривання вибуховими речовинами (ВР) в довгих свердловинних зарядах. Наявність масових висаджень корисних копалин промисловими ВР, які супроводжуються залповими викидами пилу, газоподібних речовин, ударною і сейсмічними хвилями та розлітанням шматків роздрібнених гірських порід на значні відстані, обумовлює необхідність виділення навколо гірничодобувного виробництва певної санітарно-захисної зони (СЗЗ).

Відповідно до Державних санітарних правил планування та забудови населених пунктів [1] для зазначених виробництв встановлені розміри СЗЗ 1500 м. Аналіз місця розташування родовищ твердих нерудних корисних копалин показує, що серед тих родовищ, які перебувають в експлуатації і ще не розробляються, близько 35-37% знаходяться неподалік населених пунктів (від 300-400м до 800-1200м). Тобто, при їх експлуатації гірничодобувні підприємства функціонують із зменшеною СЗЗ, відносно встановлених нормативами [1] розмірів. Безсумнівно те, що ведення гірничодобувних і переробних процесів на таких підприємствах повинно виконуватися з дотриманням специфічних технологічних заходів в двох напрямках.

По-перше, ці заходи повинні забезпечити захист людей, які проживають в найближчих населених пунктах (в їх житлових зонах) від екологічного негативно впливу гірничих робіт, процесів переробки видобутої сировини на готову продукцію, відвантаження та транспортування такої продукції до споживачів, а також складування і утилізації виробничих відходів. Безпека життєдіяльності населення, що проживає в межах меншої за розмірами нормативно встановленої СЗЗ [1], не

повинна суттєво відрізнятися від умов, коли житлові забудови розташовані за 1500 м і більше від джерел шкідливого впливу. Цей вплив на безпечну життєдіяльність людей проявляється не лише вищезазначеними факторами (пов'язаними з підриванням гірських порід), а й такими як: шум і вібрація; електромагнітні та радіоактивні випромінювання; зсув масиву бортів кар'єрів і їх деформування з загрозливими параметрами розповсюдження цих геомеханічних порушень на житлові забудови і сельбищні території.

По-друге, прийняті технологічні заходи на гірничодобувних підприємствах також повинні забезпечити охорону навколишнього геологічного, водного, атмосферного і біологічного середовищ. В цілому ж для безпечної роботи підприємств в обох напрямках потрібно досягти наступного: концентрації шкідливих забруднюючих речовин (пилу неорганічного і абразивного, оксиду вуглецю, двоокису азоту, вуглеводних, оксидів марганцю та заліза, формальдегідів, сажі, альдегідів, бензопирена та інших) на межі житлових забудов і сельбищних територій не повинні перевищувати граничнодопустимі концентрації (ГДК); ударна і сейсмічні хвилі повинні на цій межі бути мінімально допустимими, або ж повністю згаснути; радіус розлітання шматків гірських порід – не досягати межі житлових забудов і інших охоронних об'єктів; тиск звукових хвиль від шуму гірничотранспортних механізмів і переробного устаткування – не перевищувати нормативні значення (вдень – 55 дБ, вночі – 45 дБ [2]); аналогічно меншими за гранично допустимі значення повинні бути радіоактивність, вплив вібрації, електромагнітних хвиль та інших чинників.

Необхідно зазначити, що гірничодобувне підприємство в складі нерудного кар'єру, дробильно-сортувального заводу чи устаткування (ДСЗ, ДСУ), інших відповідних виробничих дільниць (котельня, електрозварювальної, автотранспортна з автозаправочною станцією, ремонтно-механічна майстерня та бурового і бульдозерного обладнання) з річною продуктивністю по готовій продукції (щєбінь, будувий камінь, відсів, відмитий пісок) від 250-300 до 1200-1500 тис. м³ викидає шкідливих речовин біля 40-180 т в рік. З них 63,5-64% складає пил неорганічний та 35,6-36% вихлопні гази від двигуна внутрішнього згорання (ДВЗ), які виділяються при роботі машин з дизельним двигуном [3].

Вплив подібного гірничодобувного виробництва на життєдіяльність і довкілля наступний: *а)* запилення в результаті виконання бурових, екскаваційних (виймально-навантажувальних), транспортних робіт, переробки мінеральної сировини на ДСЗ, ДСУ, пилення зовнішніх і внутрішніх відвалів порід розкриття, техногенних складів та складів готової продукції; *б)* викиди газоподібних шкідливих речовин при роботі обладнання від згорання дизпалива та бензину (вихлопних газів); *в)* пило газів викиди при виконанні в кар'єрі масових вибухів; *г)* порушення природного балансу геологічного середовища на визначеній (відведеній) земельній площі та в глибину, як веденням процесів відкритих гірничих робіт, так і відкачуванням підземних вод для пониження їх природнього рівня на кар'єрі; *д)* викиди в атмосферу зварювального аерозолу, оксиду марганцю, білого корунда і інших речовин при роботі допоміжних дільниць (електрозварювальної, ремонт-

но-механічної, котельні). За цими чинниками гірничодобувні нерудні підприємства відносяться до III категорії небезпеки [4].

Проаналізувавши існуючі технології видобутку й переробки нерудних твердих корисних копалин в Державному ВНЗ «НГУ» були розроблені технологічні заходи, які забезпечують безпечну життєдіяльність населення та збереження довкілля навколо працюючих підприємств. [3, 5, 6]. Основна суть зазначених заходів зводиться до наступного.

1. При бурінні свердловин використовуються сучасні бурильні верстати, які оснащені системою пилоотбору. Перед бурінням площадку устя свердловини необхідно зрошувати технічною прісною водою. Ефективність пилеподавлення при реалізації цього заходу досягає 75% [3, 6].

2. Заряджання свердловин здійснюється ВР із позитивним кисневим балансом, наприклад граммоніт 79/21. Він забезпечує зменшення виділення шкідливих газів в 2-2,8 разів менше, ніж при вибуху тротилового заряду. Але найбільшу ефективність стосовно екологоощадності мають сучасні емульсійні ВР типу «Україніт-ПМ», «Ера», «Україніт-ПП1» та інші. Конструкції вертикальних свердловинних зарядів доцільно застосовувати з водяним проміжком в середній його частині, з інертним проміжком (рис. 1) та з набійочним матеріалом, в склад якого введені нейтралізатори або використовувати гідрозабійку. Проміжні детонатори (тротилові шашки Т-400 Г, ТГ-500) розміщуються в верхній і нижній частині заряду. Ініціювання зарядів здійснюється за допомогою хвилеводів НСІ (неелектричної системи типу NONEL, ІМПУЛЬС, «Прима-ЕРА»).

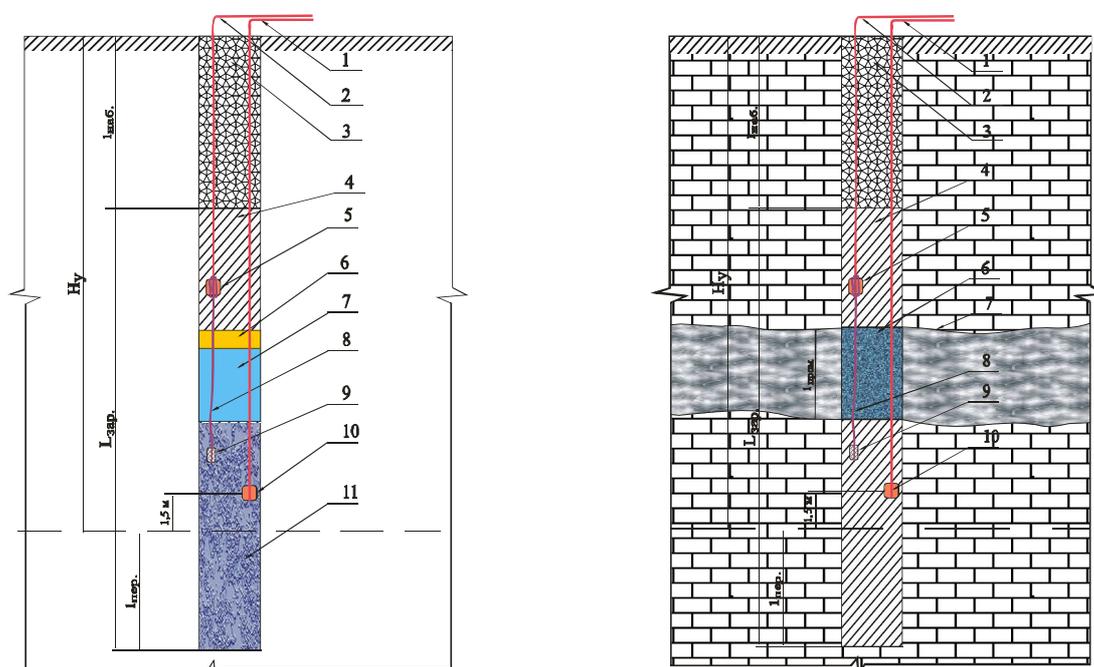


Рис. 1. Конструкція зарядів з водяним (а) та інертним (б) проміжком в середній частині свердловини: 1 – хвилевід неелектричної системи ініціювання нижнього проміжного детонатора; 2 – хвилевід неелектричної системи ініціювання верхнього проміжного детонатора; 3 – набійка; 4 – заряд вибухової речовини; 5 – верхній проміжний детонатор; 6 – прошарок з подрібненого пінопласту або амоніту №6 ЖВ; 7 – водяний (а) чи інертний (б) проміжок; 8 – детоную-

чий шнур; 9 – шматок породи для натягу ДШ; 10 – нижній проміжний детонатор; 11 – заряд вибухової речовини в нижній частині

Доцільно передбачити діагональні схеми комутації і схеми діагональні зі зміщеним врубом. Напрямок відбійки гірничої маси в блоці – в протилежну сторону від населеного пункту. Вищезазначені заходи забезпечують зниження газовиділення при масовому вибуху на 85%, пиловиділення на 60%. Попереднє зрошування масиву блоку перед вибухом знижує пиловиділення на 75%. При проведенні масового вибуху безпосередньо після опадів (дощу, снігу, зливи) викиди газів і пилу зменшуються аналогічно [5, 6]. Крім цього відповідна орієнтація напрямку відбійки порід та застосування неелектричних систем ініціювання скорочують в 2-3 рази зону розлітання шматків породи (до 70-80 м) та зменшують радіус дії ударно-повітряної і сейсмічної хвиль в 2,5-3,2 рази.

3. Для виключення та значного зменшення викидів шкідливих газів необхідно суттєво знизити ланку транспортування порід автосамоскидами. Це досягається введенням в кар'єри конвеєрного транспорту. Технологічні схеми з доставкою гірничої маси конвеєрами доцільно впроваджувати не лише по еколого-зберігаючим критеріям, а також і по економічним показникам: собівартість транспортування корисної копалини з кар'єру на поверхню зменшується на 7,8-11,6% [3]. Подібні технологічні схеми передбачають транспортування гірничої маси або ж готової, чи частково готової продукції з нижніх горизонтів кар'єру на поверхню конвеєрами. Автомобільний транспорт, чи в його якості фронтальні колісні навантажувачі, переміщують породи від вибою до приймального пристрою внутрішньокар'єрної ланки конвеєра на незначну відстань – до 200-300 м. Тому викиди шкідливих вихлопних газів з дизельних двигунів мінімальні (зменшуються в 1,45-2,04 рази). При цьому внутрішньокар'єрні автотранспортні шляхи систематично зрошуються водою та водно-солевими розчинами [1]. Ефективність пилоподавлення – до 80%.

4. Захист людей в житловій зоні близько розташованій до кар'єру від впливу ударної хвилі масових вибухів, електромагнітного і інших випромінювань та шуму передбачається здійснювати шляхом створення техногенних перешкод на напрямку розповсюдження зазначених ударних, електромагнітних і шумових хвиль та випромінювань. Такими техногенними перешкодами можуть виступати насипи, стінки, забори і інше [2]. Вони забезпечують майже повне гасіння ударної вибухової хвилі, перешкоджають проникненню до житлової зони електромагнітних і інших хвиль та зменшують звуковий тиск від виробничого шуму в 2,8-3 рази. Відповідний захист від шумового впливу також має місце при розташуванні полос лісонасаджень шириною 10-15 м перед житловими будовами (на 5 дБА).

5. Переробка мінеральної сировини на ДСЗ, ДСУ здійснюється в умовах, коли дробарки, грохотильні установки розташовані в кар'єрі. Це забезпечує локалізацію шкідливих впливів від роботи таких дробарок і грохотів межами кар'єру (вібрація, шум, виділення пилу). Найбільш ефективною схемою є технологія з використанням пересувних чи напівстаціонарних дробильних і грохотильних агрегатів, які поступово переносяться чи пересуваються по фронту ро-

бочого борту та в глибину [3]. Переробне обладнання, яке розташоване на борту (на поверхні) повинно бути змонтоване на відповідних фундаментах, які не передають вібрацію від його роботи на масив ґрунтів та порід, а по ним – на об'єкти близько розташованих житлових забудов. Пилоподавлення на дробильно-сортувальних механізмах, місцях пересипання гірничої маси найбільш ефективно (за екологічними та економічними критеріями) здійснювати засобами гідрозрошування [3]. Перспективним є використання водоповітряних ежекторів (ВВЕ), які встановлюються в вузлах пилоутворення. Вони дозволяють знизити виділення пилу на 97-98%.

Результати реалізації вищенаведених технологічних заходів показані на прикладі Одарівського гранітного кар'єру, яким розробляється однойменне родовище мігматитів в Запорізькій обл. (рис. 2).

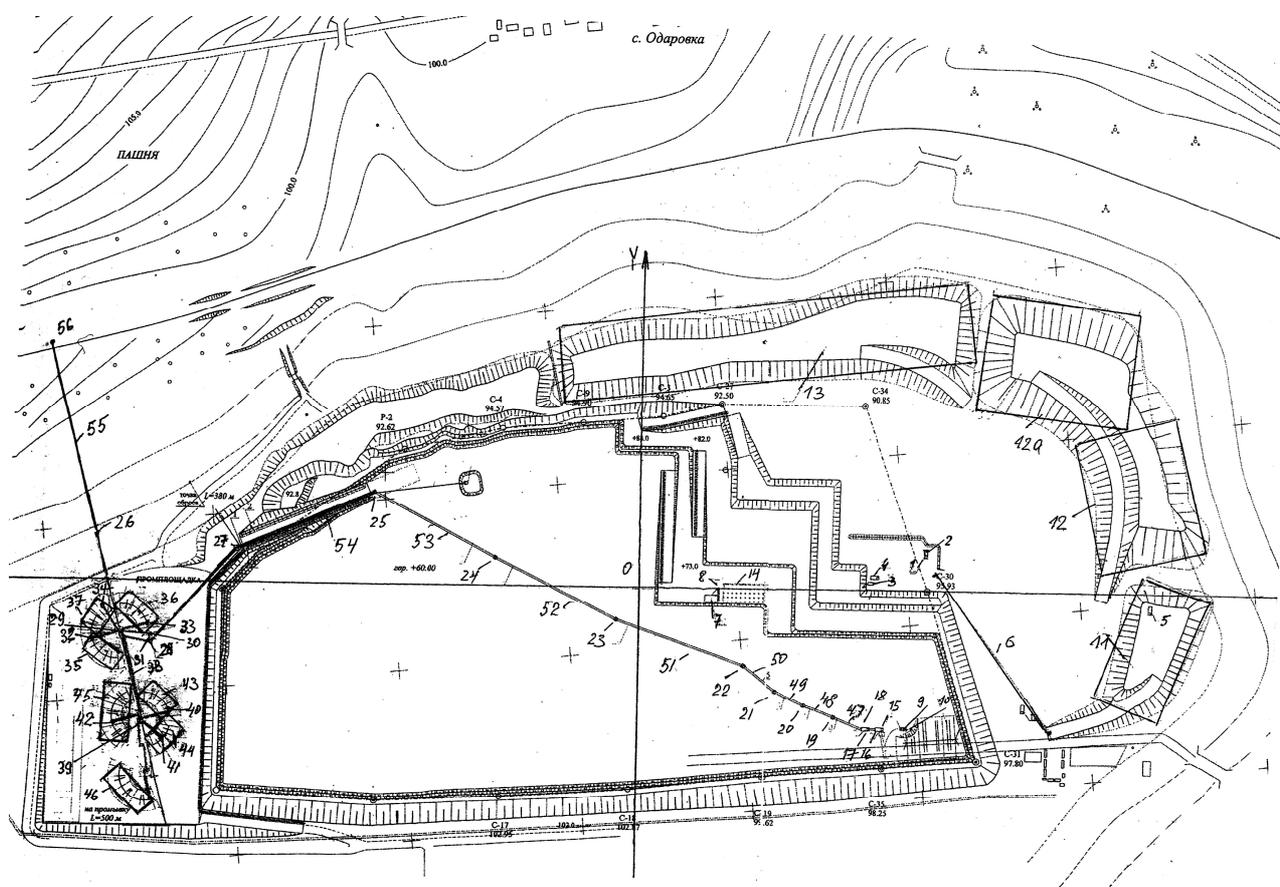


Рис. 2. Схема комплексу кар'єрного обладнання при розробці твердих нерудних копалин з переміщенням їх конвеєрним транспортом: 1,2 – бульдозер Б-170; 3 – екскаватор Zaxis 330 LC3; 4,5,6 – автосамоскид; 7,8 – буровий верстат Atlas Copco L6; 9,10 – колісний навантажувач; 11 – склад родючого ґрунту, 12 відвал піску; 13 – відвал глини; 14 – майданчик проведення вибухових робіт; 15, 16 – приймальний бункер та дробарка СДА-1; 17, 18 – приймальний бункер та дробарка (СДА-2); 18-28 система конвеєрів в кар'єрі; 29 – грохот TRIO 7203; 30 – дробарка Вармас В9100SE; 32-34, 38, 40-55 – конвеєра на ДСЗ; 39 – грохот TRIO 6203; 56 – навантажувальний пункт в залізничні вагони.

Відповідно до технічних рішень робочого проекту на експлуатації Одарівського родовища мігматитів передбачається розробляти понад 750 тис. м³ корисної копалини (в цілику) за рік. Буріння свердловин здійснюється буровим верстатом Atlas Copco L6 з діаметром 95-152 мм. Вибухова речовина емульсійна типу «Україніт-ПП2», «ЕРА» та інших (допущених Держгірпромнаглядом до промислового використання). Неелектричне ініціювання ВР системами «Імпульс», «Прима – ЕРА». Схема комутації зарядів в блоці діагональна врубова з відбійкою порід в західному і південно-західному напрямках, з урахуванням тріщинуватості порід. Видобувні роботи виконуються колісним навантажувачем БелАЗ-78221 (з ковшем ємкістю 6 м³), який транспортує мігматити на відстань до 100-120 м і завантажує бункер самохідного дробильного агрегату (СДА-1) Metso Minerals LT-110E. З нього подрібнені породи поступають на аналогічний дробильний агрегат вторинного подрібнення (СДА-2) цієї ж фірми LT300 GPS Electric. Далі системою пересувних вибійних, сполучних, магістральних і підйомного конвеєрів (ширина стрічки 800 мм) гірнична маса подається на поверхневий грохотильний комплекс ДСЗ (грохоти TR.10ТТН 7203 і TR.10ТТН 6203). Після переробки щебенево-піщана продукція доставляється системою конвеєрів поверхневого комплексу ДСЗ (ширина стрічки 600-800 мм) до пункту перевантаження в залізничні вагони (див. рис. 2).

Породи розкриву розробляються екскаватором зворотна механічна лопата Zaxis 320 LC-3 в автосамоскиди КрАЗ-65055 (вантажопідйомність 18 т). Складування розкриву здійснюється в зовнішній бульдозерний відвал, який розташовується на північному і північно-східному бортах кар'єру зі сторони житлових забудов села Одарівка. Висота відвалу 20 м. Відстань від кар'єру до околиць с. Одарівка 400 м, від пункту перевантаження готової продукції до цього села – 200 м. Проектом встановлена зменшена порівняно з нормативною СЗЗ – 300 м. В ньому реалізовані всі технологічні заходи, що наведені були вище в пунктах 1-5, в тому числі: повна конвеєризація екологоощадної доставки сировини від вибою до поверхневого комплексу ДСЗ; мінімальне плече перевезень порід автотранспортними засобами з дизельними двигунами; складування порід розкриву в зовнішній подовжений відвал на межі кар'єрного поля для утворення техногенної перешкоди на шляху розповсюдження ударно-повітряної (після вибухів), електромагнітних, шумових (звукових) хвиль, а також повітряних потоків з пило газовою хмарою в сторону житлової зони с. Одарівка; локалізація пилогазових викидів від складувально-перевантажувальних робіт по упорядженні різнофракційної готової продукції в межах поверхневого комплексу ДСЗ (її зволоження, гідро зрошування, місцева аспірація пересипних вузлів і т.п.); зменшення радіусу розлітання шматків гірських порід при їх підриванні до 80-120 м (зона розльоту 200 м) та амплітуди і інтенсивності дії сейсмічних хвиль підривних робіт в 3-5 разів (застосування відповідних схем комутації підривної мережі зарядів, їх конструкції з повітряно-водяним проміжком та внутрішньо свердловинним запиранням продуктів вибуху – система «Імпульс», «Прима-ЕРА»); зрошування кар'єрних автошляхів, вибоїв, робочих площадок, підриваємих блоків гірських порід, складів готової продукції водою.

Величини максимальних концентрацій забруднюючих речовин на границі зменшеної СЗЗ та на межі житлової зони с. Одарівка приведені нижче (табл. 1).

Величини тиску звукових хвиль, розраховані відповідно за методикою [2]. Розрахунки впливу шумів на населення становлять взагалі 45,9 дБ. Зниження рівня звуку екранами складає: кар'єр (18 дБА – устаткування під південним бортом кар'єру, 24 дБА – устаткування під північним бортом кар'єру). Зниження рівня звуку смугами зелених насаджень: кар'єр (5дБА), ДСЗ (4 дБА), навантаження в залізничний транспорт (4дБА). Зниження звуку за рахунок погодних умов 2дБА.

Таблиця 1

Максимальні значення концентрацій забруднюючих речовин на границі СЗЗ та межі житлової зони (долі ПДК)

Речовина	На границі СЗЗ	На границі житлової зони
Азота двоокис	0.23/ 0.4	0.17/0.34
Сажа	0.49/ 0.89	0.34/0.74
Ангідрид сірчастий	0.12/0.52	0.081/0.481
Вуглецю окису	0.14/0.54	0.084/0.484
Бенз(а)пірен	0.048/0.448	0.026/0.426
Альдегіди	0.32/0.72	0.19/0.59
Вуглеводень	0.54/0.94	0.37/0.77
Пил неорганічний (SiO ₂ більше 70%)	0.35/0.75	0.22/0.62
Пил неорганічний (SiO ₂ менш 20%)	0.065/0.465	0.033/0.433

Примітки: 1) чисельник – величини без урахування фону; знаменник – величини з урахуванням фону; 2) ефект сумачії мають двоокис азоту й сірчастий ангідрид – група сумачії 31, максимальні значення концентрацій по групі сумачії складають: на границі СЗЗ – 0,67 ГДК, на межі житлової зони 0,48 ГДК.

З наведених результатів розрахунків видно, що вплив виробничих процесів на життєдіяльність населення за межею зменшеної до 300 м СЗЗ (до житлової зони – 400 м) та на навколишнє середовище є мінімальним. Перевищення ГДК на зазначених межах СЗЗ та житлової зони по всім інгредієнтам відсутнє. Зазначене вказує на екологічну та економічну доцільність розробки нерудних родовищ в умовах зменшеної СЗЗ при застосуванні вищерозглянутих відповідних інженерно-технічних та технологічних заходів.

Список літератури:

1. Державні санітарні правила планування та забудови населених пунктів: ДСП 173-96 / К.: Мінохоронздоров'я України: Введено 19.06.96. – 84 с.
2. Строительные нормы и правила. Защита от шума; СНиП II-12-77/ Госстрой СССР: Введ. 0107.78. – М.: Стройиздат, 1978.
3. Симоненко В.І. Розробити технологічні основи еколого- й енергозберігаючого виробництва при видобутку твердої нерудної сировини в межах санітарно-захисних зон [текст] / Звіт про НДР (заключний) / Державний ВНЗ «НГУ». – Керівник В.І. Симоненко. – №ДР 011U000532. – Дніпропетровськ, 2011. – 308 с.

4. Про визначення категорій складності об'єктів будівництва / Мінрегіонрозвитку та будівництва України: Введ. 04.04.2011. – №24-10/2759/0/6-11. – К.: Міністерство регіонального розвитку, будівництва та житлово-комунального господарства України.

5. Симоненко В.І. Екологічні проблеми розробки скельних будівельних матеріалів в районах прилеглих до житлових забудов [текст] /В.І. Симоненко, С.В. Пацьора, В.Ю. Швець, З.В. Воропаєва // Науковий вісник НГУ. – 2009. – №3– С.12-16.

6. Симоненко В.И. Технологические решения снижающие воздействие горного производства на природную среду при разработке гранитных месторождений Украины [текст] /В.И. Симоненко, А.В. Черняев, А.В. Мостыка, С.В. Пацьора / Проблемы открытой разработки месторождений полезных ископаемых: мат-лы международной науч.-техн. конф. 29-30 ноября 2007г., г.Екатеринбург (Хохряковские чтения, посвященные памяти проф. В.С. Хохрякова) – Екатеринбург: изд-во УТГУ, 2010. – С.284-289.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 25.07.2012*

УДК 622. 807

© А.А. Юрченко

ИССЛЕДОВАНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАХВАТА АЭРОЗОЛЬНЫХ ЧАСТИЦ КАПЛЯМИ ВОДЫ ПРИ ОРОШЕНИИ

Наведені результати теоретичних досліджень коефіцієнта захвату часток пилу краплями води при зрошуванні пилової хмари. Розраховані його значення для часток залізорудного пилу різних фракцій і діаметрів водяних крапель.

Приведены результаты теоретических исследований коэффициента захвата частиц пыли каплями воды при орошении пылевого облака. Рассчитаны его значения для частиц железорудной пыли различных фракций и диаметров водяных капель.

The results of theoretical researches of coefficient of capture of particles of soaring dust are resulted by drops of water at irrigation of dust cloud. His values for the particles of ferroordust of different fractions and diameters of aquatic drops are expected.

Введение. Технологические процессы многих отраслей промышленности сопровождаются значительным пылеобразованием. Наиболее широко распространенным методом пылеподавления является орошение запылённой атмосферы в месте образования пылевого облака. При этом основным параметром орошения является эффективность пылеподавления, которая в общем случае определяется способностью улавливания пылевых частиц диспергированной водой [1, 2, 3] Эта способность характеризуется коэффициентом захвата пылинок сферической каплей воды.

Постановка задачи. При решении вопросов организации пылеподавления путём орошения пылевого облака необходимо установить, какие размеры капель воды наиболее эффективно улавливают частицы взвешенной пыли. Кроме этого, капли воды определённого диаметра не одинаково улавливают частицы пыли различных фракций. Все эти факторы учитывает суммарный коэффициент захвата

пыли каплями воды. В работе поставлена задача разработки методики расчёта коэффициента захвата пыли частицами воды при орошении пылевого облака.

Изложение материала исследований. При совместном движении капель жидкости и твёрдых частиц на пылинку действуют силы тяжести и инерции, а также аэродинамические силы. При сближении пылинки с каплей на расстояние 3-4 радиусов последней начинают действовать электростатические силы, а для мелких пылинок (менее 5 мкм) при небольших скоростях движения проявляются диффузионные силы.

Для эффективного улавливания витающих частиц диспергированной жидкостью необходимо выполнение четырёх последовательных стадий:

- встреча пылинки с каплей на пути своего движения;
- соприкосновение пылинки с каплей;
- смачивание и захват пылинки каплей;
- соединение капли с уловленными пылинками.

Первая стадия процесса гидрообеспыливания орошением происходит при сближении (встрече) капли с частицей пыли до расстояний, на которых начинают действовать молекулярные силы (80 нм). На этой стадии на пылинку действуют инерционные, электростатические и аэродинамические силы.

Вторая стадия предполагает соприкосновение пылинки с каплей до возникновения прочного контакта между ними. В противном случае пылинка за счёт эффекта аэродинамического и молекулярного обтекания отрывается от капли. Основное влияние при этом оказывают адгезионные, инерционные и молекулярные силы.

Процесс смачивания и захвата пылинки каплей характеризует третью стадию процесса. На этой стадии основную роль играют силы адгезии и инерции, а захват осуществляется в основном под действием силы гравитации частицы.

Четвёртая стадия определяет оседание образовавшихся конгломератов пыль-капля за счёт сил гравитации согласно закону Стокса.

Все эти процессы комплексно учитывает суммарный коэффициент захвата пылевой частицы сферической каплей жидкости, который может быть определён как отношение числа частиц пыли, соударяющихся с каплей жидкости, к числу частиц, которые соударялись бы, если линии тока не отклонялись бы каплей (рис.1).

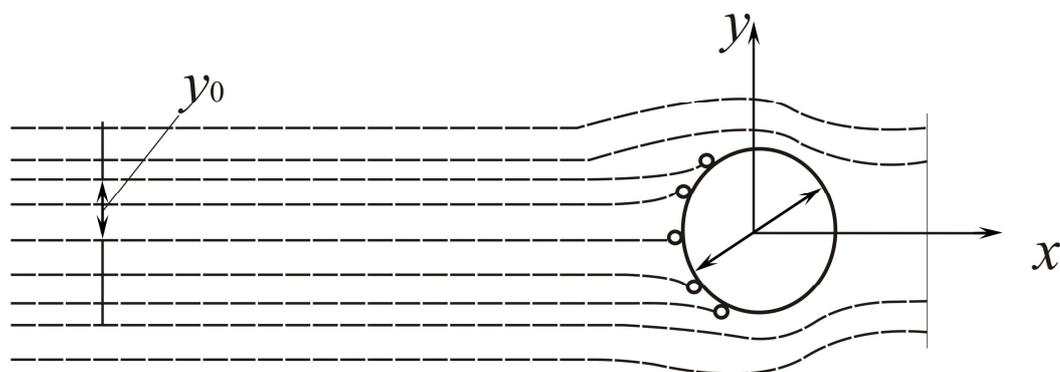


Рис.1. Линии тока воздуха и траектории частиц при обтекании капли.

На эффективность захвата капель частиц пыли влияют три фактора: 1 - поле течения или распределение скоростей течения среды вблизи капли; 2 - траектория частицы, зависящая от её массы, сопротивления среды её движению, размера и скорости осаждения капли жидкости; 3 - прилипаемость частиц к капле.

Суммарный коэффициент захвата представляет собой комплексный параметр, определяемый механизмом взаимодействия капель с частицей пыли и прочностью захвата. В большинстве работ [4, 5, 6, 7], посвященных анализу орошения как процессу, при котором происходит прочёсывание пылевого облака падающими каплями жидкости, предполагается, что поток воздуха стационарен относительно капли, массовая концентрация пыли не влияет на движение воздуха и на движение каждой из частиц, размер капель много больше размера частиц пыли, форма частиц сферическая и т.д.

Скорость движения капель жидкости в процессе орошения облака обусловлена силами гравитации и зависит от их диаметра. При движении водяных капель в гравитационном поле их скорость отличается от скорости осаждения пылевых частиц, начиная с размера капель $r \geq 0,4$ мм [6]. С увеличением размера капли растёт скорость её падения. При $r > 2$ мм увеличение скорости прекращается из-за деформации капель, которая при $r = 2,5-3$ мм приводит к их разрыву.

Расстояние между пылевыми частицами в пылевом облаке можно определить по формуле, предложенной в работе [6]:

$$l_{cp} = 0,8d(\rho_c / C)^{1/3}, \quad (1)$$

где l_{cp} - среднее расстояние между частицами в аэрозолях, мкм; d - диаметр частиц, мкм; ρ_c - плотность частиц, кг/м³; C - массовая концентрация, кг/м³.

Установлено, что расстояние между аэрозольными частицами значительно больше их размера. Поэтому процесс движения каждой частицы в первом приближении можно считать независимым.

Эффективность осаждения частиц на каплях жидкости (кинематическая коагуляция) зависит прежде всего от величины их относительной скорости движения

$$\omega = u - \vartheta,$$

где u, ϑ - скорость осаждения пылевой частицы и капли воды соответственно, м/с. В этом случае число пылевых частиц, захваченных одной каплей в 1с можно определить по формуле [6]:

$$Q = \frac{1}{4} n \pi d_k^2 \omega \eta_\Sigma, \quad (2)$$

где n - счётная концентрация пылевых частиц в облаке, 1/м³; d_k - диаметр капли, м; η_Σ - суммарный коэффициент захвата частиц сферической каплей.

Эффективность улавливания аэрозолей, согласно расчётам Фукса [6], прежде всего, определяется размером частиц. В случае малых относительных скоростей для частиц малых размеров (1-2 мкм), - чем крупнее капли, тем эффективность улавливания выше. Захват частиц каплями зависит от нескольких факторов. Здесь наряду с кинематической действует градиентная коагуляция. Выделим элемент пылегазового облака размером $dl db dh$ (Рис.2)[5].

На верхнюю грань поступает поток капель, объёмный расход которого равен

$$V_{жс} = \alpha \vartheta (dl db), \quad (3)$$

где α – доля выделенного объёма, занимаемого каплями; ϑ – скорость движения капель, м/с.

На эту же грань поступают частицы пыли. Если массовая концентрация пыли на входе в выделенный объём равна C , мг/м³, то поток пыли на входе q_1 , мг/с, составит

$$q_1 = u (dl db) C, \quad (4)$$

где u – скорость частиц пыли, м/с.

На выходе из элементарного объёма газ будет содержать $C - dC$ мг/м³ пыли, а поток пыли q_2 в мг/м³ составит соответственно

$$q_2 = u (dl db) (C - dC), \quad (5)$$

где dC – часть потока пыли, захваченная каплями жидкости, мг/с.

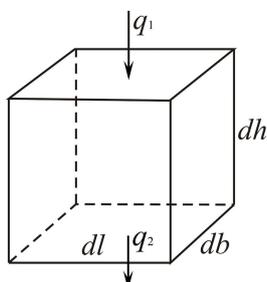


Рис. 2. Элементарный объём запыленного воздуха

Осаждение частиц пыли на каплях происходит с относительной скоростью $\omega = u - \vartheta$. Согласно [5], на одной капле диаметром d_k при эффективности захвата η_Σ осаждаются частицы массой – $C \omega \pi d_k^2 \alpha \eta_\Sigma / 4$. Всего в выделенном объёме находится капель

$$\frac{6 (dl db dh) \alpha}{\pi d_k^3}. \quad (6)$$

Таким образом, в единицу времени на каплях задержится пыли:

$$q_3 = \frac{6 \pi d_k^2 \alpha \omega C \eta_\Sigma}{4 \pi d_k^3} (dl db dh) = \frac{3}{2} \frac{\alpha \omega C \eta_\Sigma}{d_k} (dl db dh). \quad (7)$$

Запишем уравнение баланса пыли для элементарного объёма

$$q_1 - q_2 - q_3 = 0.$$

После подстановки в это выражение значений пылевых потоков для выделенного объёма получим:

$$u (dl db) C - u (dl db) (C - dC) - \frac{3}{2} \frac{\alpha \omega C \eta_\Sigma}{d_k} (dl db dh) = 0 \quad (8)$$

После сокращений получим:

$$\frac{dC}{C} = \frac{3}{2} \frac{\alpha \eta_\Sigma}{d_k} \frac{\omega}{u} dh. \quad (9)$$

Введём показатель орошения облака m , м³/м³, как отношение объёмных

расходов жидкости и пыли:

$$m = \frac{V_{жс}}{V_ч} = \frac{\alpha \vartheta dl db}{u dl db} = \frac{\alpha \vartheta}{u},$$

то есть $mu = \alpha g$, или $\frac{\alpha}{u} = \frac{m}{g}$, откуда $\frac{\alpha \omega}{u} = m \frac{\omega}{g}$.

С учётом этого выражение (9) примет вид:

$$\frac{dC}{C} = \frac{3}{2} \frac{\eta_{\Sigma}}{d_k} \frac{\alpha \omega}{u} dh = \frac{3}{2} m \frac{\omega}{g} \frac{\eta_{\Sigma}}{d_k} dh \quad (10)$$

После интегрирования (10) по всей высоте пылевого облака H эффективность пылеулавливания $\eta = \frac{dC}{C}$ каплями жидкости примет вид:

$$\eta = 1 - \exp\left(-\frac{3}{2} m \frac{\omega}{g} \frac{H}{d_k} \eta_{\Sigma}\right). \quad (11)$$

Согласно (11), эффективность пылеулавливания повышается при увеличении суммарного коэффициента захвата частиц сферической каплей η_{Σ} , высоты контакта жидкости с облаком H , относительной скорости движения капли и пылевой частицы ω , показателя орошения пыли m .

Техническими методами можно повышать эффективность пылеулавливания за счет повышения суммарного коэффициента захвата пылевых частиц сферической каплей и показателя орошения пыли, который определяется возможностями средств доставки жидкости. Остальные параметры в выражении (11) обусловлены технологией разрушения горного массива и аэродинамическими параметрами атмосферного воздуха.

При инерционном осаждении частиц пыли на капле коэффициент захвата η_{Σ} зависит от числа Стокса (K) и режима течения воздуха, обтекающего каплю. Критическое значение K , при котором частицы пыли начинают захватываться каплей при потенциальном течении, равно $1/12$ [5, 7], то есть $\eta_{\Sigma} = 0$, если $K < 1/12$. При возрастании числа Стокса для расчёта коэффициента захвата Ленгмюром предложены следующие формулы:

$$\begin{aligned} a) \eta_{\Sigma} &= 0 && \text{если } K < 0,083 \\ б) \eta_{\Sigma} &= K^2 / (K + 0,5)^2; && \text{если } K > 0,2 ; \\ в) \eta_{\Sigma} &= [1 + 0,75 \ln 2K / (K - 1,214)]^{-2}; && \text{если } K > 1,214. \end{aligned} \quad (12)$$

Приведенные формулы позволяют рассчитать коэффициент захвата частиц пыли каплями при орошении. Для этого необходимо определить значения числа Стокса по выражению [5]:

$$K = \frac{\rho_c g \omega d_i^2}{18 \mu d_k}, \quad (13)$$

где ρ_c – плотность пылевой частицы, кг/м³; ω – относительная скорость капли, м/с; d_i – диаметр частиц i -ой фракции, м; d_k – диаметр капель, м.

Расчёты коэффициента захвата частиц пыли каплями при орошении начнём с определения скорости оседания капель жидкости для фиксированных диаметров капель: 20; 50; 100; 300; 600; 1000; 1500; 2000; 2500 мкм. В неподвижном воздухе капля при свободном падении быстро достигает такой постоянной скорости, при которой аэродинамическое сопротивление, действующее на каплю, становится равным её весу. Если пренебречь значением плотности воздуха и влиянием инер-

ции воздуха, вытесненного частицей пыли, то скорость осаждения шаровидной капли можно вычислить по закону Стокса [6]:

$$u = \frac{\rho g d_k^2}{18\mu},$$

где ρ – плотность капли, кг/м³; d_k – диаметр капли, м; $\mu = 181,9 \cdot 10^{-7}$ Н·с/м² – динамическая вязкость воздуха.

Для выбранных диаметров капель результаты расчётов скорости их осаждения в стоксовской и надстоксовской областях приведены в табл. 1.

Таблица 1

Скорость осаждения капель воды

Диаметр капль, м	Скорость осаждения по Стоксу, $u = \frac{g\rho d_k^2}{18\mu}$, м/с	Число Рейнольдса $Re = \frac{\rho_0 u d_k}{\mu}$	Число Архимеда $Ar = \frac{d_k^3 \rho_0^2 (\rho - \rho_0) g}{\mu^2}$	Число Re для надстоксовских частиц $Re = \frac{Ar}{18 + 0,61\sqrt{Ar}}$	U, м/с, Для надстоксовских частиц $u = \frac{Re \mu}{\rho_0 d_k}$
$20 \cdot 10^{-6}$	0,012	$0,016 < 1$	-	-	-
$50 \cdot 10^{-6}$	0,075	$0,25 < 1$	-	-	-
$100 \cdot 10^{-6}$	0,299	$1,07 > 1$	42,6	0,968	0,147
$300 \cdot 10^{-6}$	2,69	$5,32 > 1$	1150,2	29,73	1,50
$600 \cdot 10^{-6}$	10,76	$42,6 > 1$	9201,6	158,29	4,00
$1000 \cdot 10^{-6}$	29,90	$197,0 > 1$	42600,0	284,19	4,31
$1500 \cdot 10^{-6}$	67,28	$665,0 > 1$	143775,0	576,97	6,04
$2000 \cdot 10^{-6}$	119,60	$1576,3 > 1$	340800,0	926,59	7,03
$2500 \cdot 10^{-6}$	186,87	$3078,8 > 1$	665625,0	1290,57	7,83

По этой же методике рассчитаем скорость осаждения частиц пылевого облака. Расчёты проводим для средних значений диаметров частиц монодисперсных пылевых облаков. Результаты расчётов приведены в табл.2.

Таблица 2

Скорость осаждения частиц среднего диаметра

Показатели	Диаметр пылевых частиц						
	1	3	7	13	23	38	73
$g_{oc}, м/с$	0,00012	0,00108	0,00587	0,0202	0,0633	0,173	0,638

По выражению (13) вычисляем значение числа Стокса при орошении частиц пыли диаметром 1; 3; 7; 13; 23; 38; и 73 мкм для принятых значений диаметров капель воды. Результаты расчётов сводим в табл. 3.

Теперь имеются все исходные данные для вычисления суммарного коэффициента захвата η_{Σ} для частиц пыли среднего диаметра при изменении диаметра капель воды в исследуемом диапазоне. Расчёт значений суммарного коэффициента захвата осуществляем по выражению (12) и его результаты приводим в табл. 4.

Таблица 3

Значения числа Стокса для частиц пыли среднего диаметра при
исследуемых диаметрах капель воды

Диаметр частиц, мкм		Диаметр капель воды, мкм								
		20	50	100	300	600	1000	1500	2000	2500
1	ω	0,012	0,075	0,147	1,50	4,00	4,31	6,04	7,03	7,83
	K	0,160	0,402	0,397	1,35	1,79	1,16	1,15	0,95	0,84
3	ω	0,011	0,074	0,146	1,50	4,00	4,31	6,04	7,03	7,83
	K	0,593	1,595	1,574	5,390	7,187	4,646	4,341	3,789	3,376
7	ω	0,006	0,069	0,141	1,49	3,99	4,30	6,03	7,02	7,82
	K	3,96	18,20	20,83	83,55	87,70	56,73	53,03	46,30	41,30
13	ω	-	0,055	0,127	1,48	3,98	4,29	6,02	7,01	7,81
	K	-	22,27	25,71	99,86	134,28	86,84	81,24	70,95	63,24
23	ω	-	0,012	0,084	1,437	3,94	4,25	5,98	6,97	7,77
	K	-	15,21	53,23	304,15	416,09	269,30	252,61	220,82	196,93
38	ω	-	-	-	1,33	3,83	4,14	5,87	6,86	7,66
	K	-	-	-	776,8	1104,1	716,1	676,9	593,3	530,0
73	ω	-	-	-	0,86	3,36	3,67	5,40	6,39	7,19
	K	-	-	-	1829,8	3574,5	2342,6	2297,9	2039,4	1835,8

Таблица 4

Значения суммарного коэффициента захвата пылевых частиц среднего диаметра для исследуемых диаметров водяных капель

Диаметр пылевых частиц, мкм	Диаметр капель, мкм								
	20	50	100	300	600	1000	1500	2000	2500
1	0,059	0,199	0,196	0,024	0,141	0,488	0,486	0,429	0,393
3	0,294	0,093	0,087	0,491	0,561	0,452	0,434	0,396	0,361
7	0,408	0,745	0,765	0,912	0,916	0,883	0,878	0,865	0,853
13	-	0,784	0,795	0,924	0,941	0,916	0,910	0,908	0,892
23	-	0,815	0,878	0,969	0,976	0,965	0,963	0,959	0,956
38	-	-	-	0,986	0,990	0,984	0,983	0,982	0,980
73	-	-	-	0,993	0,996	0,995	0,994	0,994	0,993

На рис.3 представлены зависимости значений суммарного коэффициента захвата η_{Σ} для частиц железорудной пыли исследуемых диаметров для различных диаметров капель воды.

Выводы.

1. Эффективность пылеподавления пылевого облака каплями орошаемой воды определяется установленным выражением и нелинейно зависит от объёма пылевого облака, количества орошаемой жидкости, скорости движения капель жидкости и твёрдых частиц, диаметра капель, высоты орошаемого облака, а также суммарного коэффициента захвата пылинок каплями жидкости.

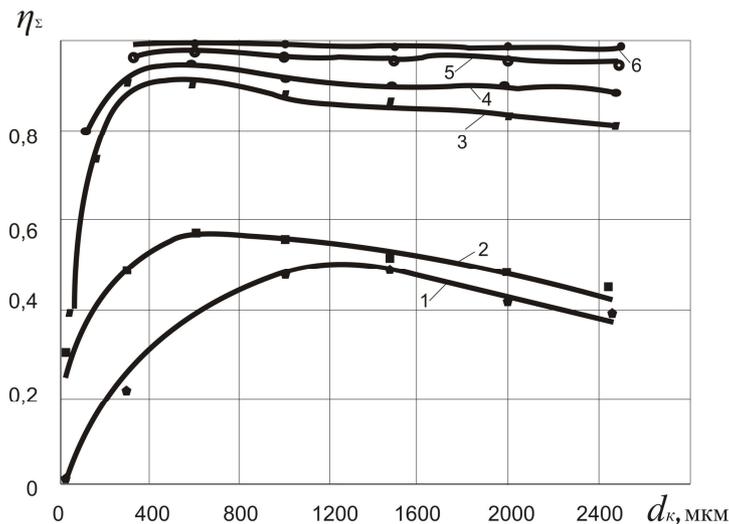


Рис. 3. Зависимость суммарного коэффициента захвата частиц железорудной пыли от их диаметра (1 - 1 мкм; 2 - 3 мкм; 3 - 7 мкм; 4 - 13 мкм; 5 - 23 мкм; 6 - 38;73 мкм) для исследуемых капель воды.

2. Суммарный коэффициент захвата пылевых частиц каплями воды зависит от диаметра капель и пылевых частиц, скорости их движения, плотности частиц пыли и вязкости среды. Рассчитаны его значения для частиц железорудной пыли различных фракций и диаметров водяных капель. Установлено, что значение суммарного коэффициента захвата для тонкодисперсной железорудной пыли имеет максимальное значение при диаметре капель воды 1 - 1,5 мм и равен 0,488. Для грубодисперсной железорудной пыли коэффициент захвата при этих диаметрах капель воды изменяется от 0,815 до 0,996. Таким образом, подтверждается то положение, что чем больше диаметр витающей пыли, тем выше коэффициент захвата её каплями орошаемой жидкости.

Список литературы

1. Берлянд М. Е. Прогноз регулирования загрязнения атмосферы. –Л.: Гидрометеиздат, 1985, - 272с.
2. Способ борьбы с загрязнением атмосферы карьеров продуктами взрывов / П.В. Бересневич, В.Г. Наливайко, В.В. Ежов и др. // Безопасность труда в промышленности. – 1988. № 5, - С. – 44 – 46.
3. Наливайко В.Г. Расчёт эффективности пылеподавления мелкодисперсным дождеванием после массовых взрывов в карьерах // Борьба с опасными и вредными производственными факторами на горнорудных предприятиях: Отр. темат. сб. / М – во метал. СССР. Ин – т ВНИИБТГ. –М.: Недра, 1991. – С. 62-64.
4. Проблемы экологии массовых взрывов в карьерах / [Ефремов Э.И., Бересневич П. В., Петренко В. Д. и др.]; под ред. Э. И. Ефремова. – Днепропетровск : СІЧ, 1996. – 178с.
5. Белоусов В.В. Теоретические основы процессов газоочистки / Белоусов В.В. –М.: Металлургия, 1988.–256с.
6. Фукс Н. А. Механика аэрозолей / Фукс Н. А. –М.: Изд-во АН СССР, 1955. -351с.
7. Грин Х. Аэрозоли – пыли, дымы и туманы / Грин Х., Лейн В. Пер. с англ. Под ред. д-ра хим. наук Н.А. Фукса. Изд. 2-е, стереотип. –Л.: Из-во «Химия», 1972.–427с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 30.07.2012*

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ РАДИАЦИОННОГО МОНИТОРИНГА В РАЙОНАХ РАЗМЕЩЕНИЯ ОБЪЕКТОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УРАНОВЫХ РУД

В статье разработаны принципы радиационного мониторинга для предприятий по добыче и переработке урановых руд. Предложены регламенты радиационного мониторинга источника для урановых объектов. Для исследуемых шахт «Центральная» и «Ингульская» приведены результаты радиационного мониторинга выбросов.

У статті розроблені принципи радіаційного моніторингу для підприємств з видобування і переробки уранових руд. Запропоновано регламенти радіаційного моніторингу джерела для уранових об'єктів. Для досліджуваних шахт «Центральна» і «Інгульська» наведені результати радіаційного моніторингу викидів

The article elaborated the principles of radiation monitoring for mining and processing of uranium ores. Proposed regulations radiation monitoring source for uranium facilities. For investigated shafts "Central" and "Ingul" shows the results of radiation monitoring of emissions

Вступление. В настоящее время проблема облучения населения и профессиональных работников урановой промышленности источниками природного происхождения остается актуальной. Начало решения этой проблемы было положено в 70-годах прошлого столетия [1-2]. В серьезных масштабах ею начали заниматься в бывшем СССР после Чернобыльской аварии во второй половине 80-х годов прошлого столетия. Именно в это время появляются санитарные правила [3] и резко увеличивается количество радиационных обследований урановых горнодобывающих предприятий. После появления в Украине основных нормативных документов по радиационной безопасности [4-5] остро стал вопрос радиационного мониторинга в районах добычи и переработки урановых руд.

Цель статьи — формулирование основных принципов радиационного мониторинга окружающей среды в районе размещения урановых объектов.

Основные принципы радиационного мониторинга. Для предприятий по добыче и переработке урановых руд устанавливается два вида радиационного мониторинга:

- мониторинг источника;
- мониторинг окружающей среды.

Мониторинг источника на предприятиях по добыче и переработке урановых руд осуществляется в местах газоаэрозольных выбросов и местах производства жидких сбросов. Газоаэрозольные выбросы подразделяются на организованные и неорганизованные. К организованным газоаэрозольным выбросам на урановых объектах относятся:

- выбросы вентиляционных шахт;
- вентиляционные выбросы рудосортировочных и рудоперерабатывающих фабрик;
- вентиляционные выбросы гидрометаллургических заводов.

К неорганизованным газоаэрозольным выбросам на урановых объектах относятся:

– пыление и эманирование с рудных складов, штабелей кучного выщелачивания, отвалов пустых пород и забалансовых руд, открытого карьерного пространства;

– пыление и эманирование с поверхности хвостохранилища отходов переработки урановых руд.

К жидким сбросам на урановых объектах относятся:

– воды от осушения месторождения, разрабатываемого открытым или подземным способом;

– хвостовые растворы от переработки урановых руд;

– отработанные растворы на полигонах подземного выщелачивания;

– дренажные воды на хвостохранилищах отходов переработки урановых руд.

При подземной добыче урановых руд мониторинг источника включает контроль следующих мест сбросов и выбросов:

– место сброса шахтных вод в отстойники или в речную (озерную) сеть;

– место аэрозольного выброса из вентиляционной шахты;

– место аэрозольного выброса из системы вентиляции рудообогащительной фабрики;

– склад урановой руды;

– отвалы пустых пород и забалансовых руд;

– штабеля кучного выщелачивания урановых руд.

Рекомендованные регламенты выполнения мониторинга источника при подземной добыче урановых руд приведены в табл. 1.

Результаты мониторинга используются в отчетах соответствия фактических данных критериям, заложенным в проектах ПДС и ПДВ уранового рудника.

При открытой добыче урановых руд производится мониторинг источника, включающий контроль мест сбросов и выбросов, и вместо контроля места аэрозольного выброса из вентиляционной шахты производится измерение контролируемых параметров в карьерной выемке. Карьерная выемка рассматривается как неорганизованный источник загрязнения окружающей среды природными радионуклидами вследствие пыления и эманирования.

Периодичность мониторинга карьерной выемки - один раз в квартал и включает определение следующих контролируемых параметров в карьерной атмосфере - ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона -222 и радона-220, ^{222}Rn и плотность потока радона -222 с карьерной поверхности.

Мониторинг источника при подземном выщелачивании урановых руд включает контроль следующих мест:

– место сброса технологических вод в отстойники или в речную (озерную) сеть;

– место контроля подземных вод продуктивного горизонта, подстилающего водоносного горизонта;

– место аэрозольного выброса из системы вентиляции установки первичной переработки продуктивных растворов;

– почва в районе расположения скважин подземного выщелачивания.

Таблица 1 Регламенты выполнения мониторинга источника при подземной добыче урановых руд

№	Места выполнения измерений	Контролируемая среда и периодичность	Контролируемые параметры	Примечание
1	Место сброса шахтных вод в отстойники или в речную (озерную) сеть	Вода Один раз в месяц	Суммарная α и β - активность, ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	По результатам двух-трех летних работ может быть принято решение об уменьшении объема мониторинга
		Донные отложения Один раз в год	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	
2	Место аэрозольного выброса из вентиляционной шахты	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона -222 и радона-220, ^{222}Rn	--<
3	Место аэрозольного выброса из системы вентиляции рудообогатительной фабрики	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона -222 и радона-220, ^{222}Rn	--<
4	Склад урановой руды	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона -222 и радона-220, ^{222}Rn , плотность потока радона -222	--<
		Почва Один раз в год	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	
5	Отвалы пустых пород и забалансовых руд	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона -222 и радона-220, ^{222}Rn , плотность потока радона -222	--<
		Почва Один раз в год	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	
6	Штабеля кучного выщелачивания урановых руд	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона -222 и радона-220, ^{222}Rn , плотность потока радона -222	--<
		Почва Один раз в год	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	

Рекомендованные регламенты выполнения мониторинга источника при подземной добыче урановых руд приведены в табл. 2.

При переработке урановых руд мониторинг источника включает контроль следующих мест сбросов и выбросов:

- место сброса хвостов в хвостохранилище;
- место сброса дренажных вод из хвостохранилища в речную (озерную) сеть;
- места контроля подземных вод водоносных горизонтов в районе хвостохранилища;
- место аэрозольного выброса из системы вентиляции гидromеталлургического завода;
- хвостохранилище отходов переработки урановых руд.

**Регламенты выполнения мониторинга источника
при подземном выщелачивании урановых руд**

№	Места выполнения измерений	Контролируемая среда и периодичность	Контролируемые параметры	Примечание
1	Место сброса технологических вод в отстойники или в речную (озерную) сеть	Вода. Один раз в месяц	Суммарная α и β -активность, ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , тяжелые и редкие металлы и вредные химические вещества.	По результатам двух-трех летних работ может быть принято решение об уменьшении объема мониторинга
2	Место контроля подземных вод продуктивного горизонта, подстилающего водоносного горизонта	Подземные воды Один раз в месяц	Суммарная α и β -активность, ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , тяжелые и редкие металлы и вредные химические вещества.	--
3	Место аэрозольного выброса из установки первичной переработки продуктивных растворов	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U .	--
4	Место в районе расположения скважин подземного выщелачивания.	Почва Один раз в год	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , тяжелые и редкие металлы и вредные химические вещества.	--

Рекомендованные регламенты выполнения мониторинга источника при переработке урановых руд приведены в табл.3.

Радиационный мониторинг источника необходим для контроля доз облучения населением в соответствии с установленной квотой предела дозы облучения лиц категории В.[1]. Смысл квоты предела дозы- это эффективная доза облучения критической группы населения на границе санитарно — защитной зоны не должна превышать значения суммарной величины квоты за счет воздушного и водного путей облучения. В табл. 4 приведены квоты предела дозы для урановых объектов.

На основании квоты предела дозы для каждого предприятия по добыче и переработке урановых руд устанавливаются допустимые сбросы (ДС) и допустимые выбросы (ДВ).

Для проверки выполнения этих условий проводится в зоне наблюдения предприятия по добыче и переработке урановых руд мониторинг окружающей среды.

Мониторингом окружающей среды на урановых объектах называют систему регулярных длительных наблюдений в пространстве и времени, проводимых по определенной программе, позволяющую получать информацию о состоянии окружающей среды. Основной целью мониторинга является выявление и прогноз антропогенных изменений природной среды и получение исходных данных для расчета дозовых нагрузок на население. В соответствии с этим, результатами мониторинга чаще всего являются числовые значения наблюдаемой величины, определенные с некоторой погрешностью. Сравнение результатов

радиационных измерений, полученных при мониторинге, проводят как с результатами определения фоновых значений тех же параметров, так и с результатами предыдущих наблюдений.

Таблица 3

Регламенты выполнения мониторинга источника при переработке урановых руд

№	Места выполнения измерений	Контролируемая среда и периодичность	Контролируемые параметры	Примечание
1	Место сброса хвостов в хвостохранилище	Вода Один раз в месяц	Суммарная α и β -активность, ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	По результатам двух-трех лет работы может быть принято решение об уменьшении объема мониторинга
2	Место сброса дренажных вод из хвостохранилища в речную (озерную) сеть	Вода Один раз в квартал	Суммарная α и β -активность, ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	--
3	Контроль подземных вод водоносных горизонтов в районе хвостохранилища	Подземные воды Один раз в квартал	Суммарная α и β -активность, ^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	
4	Хвостохранилище отходов переработки урановых руд	Воздух Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra , ЭРОА радона - 222 и радона-220, ^{222}Rn , плотность потока радона - 222	
		Почва Один раз в год	^{234}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{210}Po , ^{210}Pb , ^{226}Ra	
5	Место аэрозольного выброса из системы вентиляции гидрометаллургического завода	Один раз в квартал	^{234}U , ^{238}U .	--

Таблица 4

Квоты предела дозы, используемые для установления ДС и ДВ для предприятий по добыче и переработке урановых руд

Радиационно-ядерный объект	Выбросы: Квота DL_E за счет всех путей формирования дозы		Сбросы: Квота DL_E за счет критического вида водопользования		Суммарная квота DL_E за счет воздушного и водного путей формирования дозы	
	%	мкЗв	%	мкЗв	%	мкЗв
Урановые шахты, гидрометаллургические заводы по переработке урановых руд	12	120	5	50	20	200

Необходимость мониторинга окружающей среды на урановых объектах обусловлена рядом причин. К основным из них можно отнести следующие:

1. Наличие мониторинга окружающей среды на урановых объектах позволяет установить неблагоприятные тенденции в изменении качества

окружающей среды, построить прогноз развития данных изменений и, в случае необходимости, выработать соответствующие управленческие решения, направленные на снижение воздействия на окружающую среду. При сопоставлении показателей качества окружающей среды только с величинами принятых нормативов можно упустить из виду ситуацию, когда длительное воздействие радиоактивных веществ на объекты окружающей среды в концентрациях, не превышающих нормативных значений, приведет к тому, что спустя какое-то время состояние окружающей среды перестанет быть безопасным для человека.

2. Использование мониторинга позволяет получать более полную информацию о вследствие этого, более полно оценивать влияние собственной производственной деятельности на природную среду, сопоставляя результаты радиационных измерений, получаемых при мониторинге, с величинами значений тех же параметров, характерных для объектов окружающей среды, не испытывающих антропогенного воздействия, и (или) со значениями параметров, обусловленными глобальным загрязнением окружающей среды. Это обстоятельство является весьма важным для предотвращения возникновения радиофобии у населения, проживающего на территории зоны наблюдения данного радиационного объекта. Кроме того, наличие этой информации делает данную организацию более защищенной от необоснованных обвинений в чрезмерном воздействии на окружающую среду.

3. При отсутствии нормативов качества для урановых объектов мониторинг является практически единственным инструментом для оценки их загрязнения, поскольку единственный критерий качества для таких объектов — фоновые значения определяемых параметров.

4. В случае принятия более жестких нормативов качества окружающей среды информация, полученная при мониторинге, позволит провести ретроспективный анализ воздействия производственной деятельности уранового объекта на население, проживающее в его зоне наблюдения.

5. Затраты на осуществление мониторинга окружающей среды на урановых объектах, как правило, составляют небольшую долю общих затрат предприятия на радиационный контроль, а информация, получаемая при мониторинге, в большинстве случаев, оказывается для предприятия весьма полезной.

Результаты практических исследований. Выполнение работ по мониторингу воздушной среды в районах уранодобывающих предприятий были начаты в 2008 году на Ингульской шахте, которая занята добычей урановых руд в районе г. Кировоград. Ингульская шахта состоит из двух территориально разнесенных шахт: шахты "Ингульская" и шахты "Центральная"

При выполнении данных работ предусматривается измерение содержания изотопов уранового ряда: урана-234, урана-238, полония-210, свинца-210, радия-226, тория-230 и эквивалентной равновесной объемной активности радона-222 и радона-220 (торона) в атмосферном воздухе на территории СЗЗ (мониторинг источника) и ЗН Ингульской шахты (мониторинг окружающей среды).

В зоне наблюдения промплощадок шахты "Ингульская" (рис.1) определены следующие критические группы населения г. Кировограда и прилегающих населённых пунктов, в местах проживания которых будут выполняться измерения качества воздуха:

с. Первозвановка:

- ул. Ингульская, 42,
- ул. Школьная, 42, Первозвановская средняя школа;

п. Завадовка:

- ул. Мотокроссная, 39,
- ул. 50 лет Советской Армии, 9, школа №12;

с. Неопалимовка:

- ул. Чапаева, 63;

п. Солнечный:

- д. с. "Колосок".

В зоне наблюдения промплощадки шх. "Центральная" определены такие критические группы населения г. Кировограда:

р-он Большая Балка:

- ул. Восточная, пер. Ананьевский, ул. Светлая;

р-он Катрановка:

- ул. Черниговская, 1а.

Для корректного анализа полученных результатов исследований определены пункты измерения фоновых значений ПРН и ЭРОА радона-222 и радона-220 в атмосферном воздухе, месторасположение их выбрано в поле в районе 15км трассы Кировоград – Кривой Рог и 13км трассы Кировоград – Александрия (через Новую Прагу).

При мониторинге источника измерения проводились в вентиляционных каналах шахт "Ингульская" и "Центральная". Результаты измерений объемной активности ^{234}U , ^{238}U в выбросах шахты "Ингульская" представлены на рис.2

На рис. 3-4 представлены результаты радиационного мониторинга природных радионуклидов в местах наблюдения в ЗН шахт "Ингульская" и "Центральная".

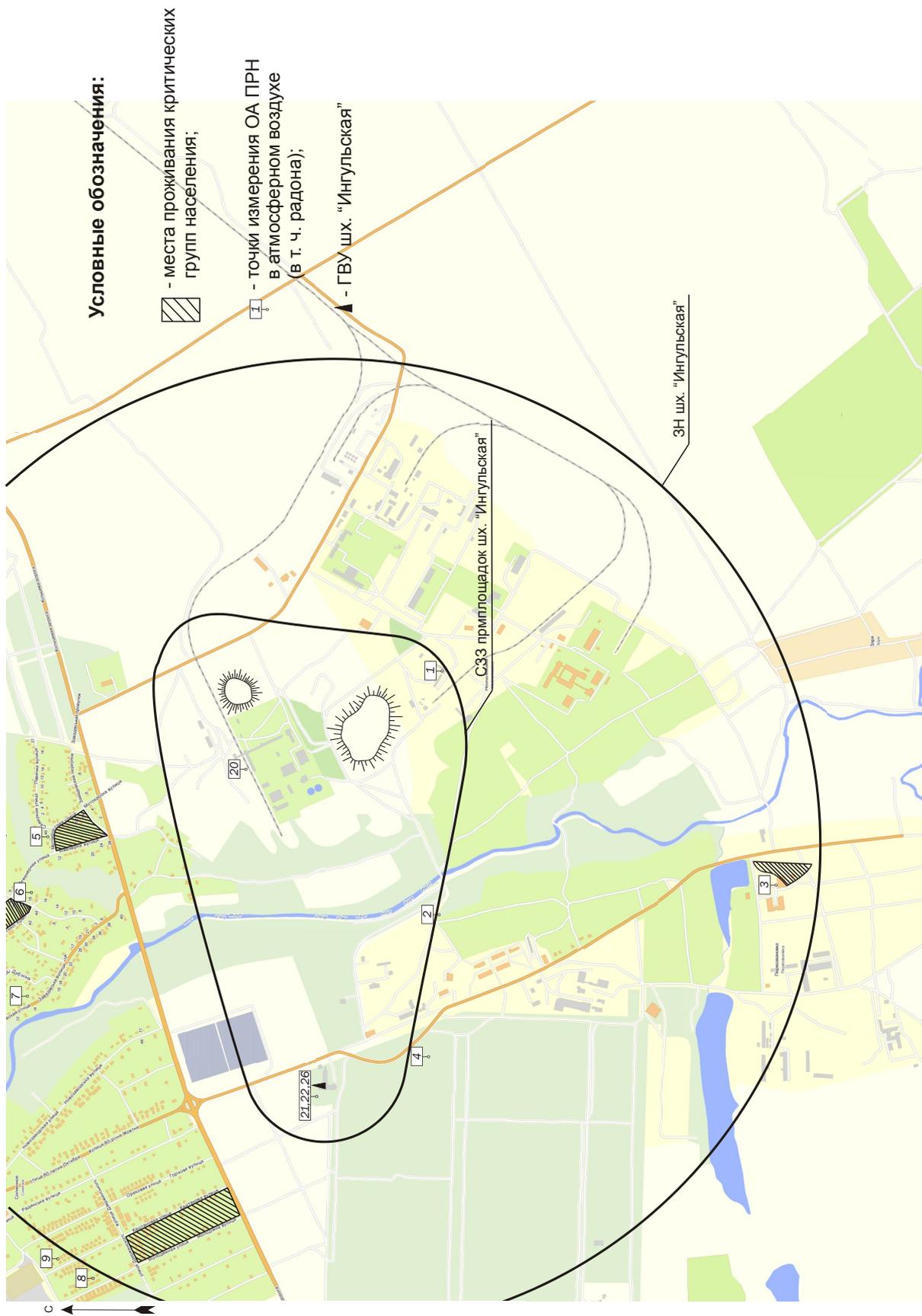


Рис. 1. Схема мест расположения точек радиационного мониторинга в ССЗ и зоне наблюдения шахты "Ингульская"

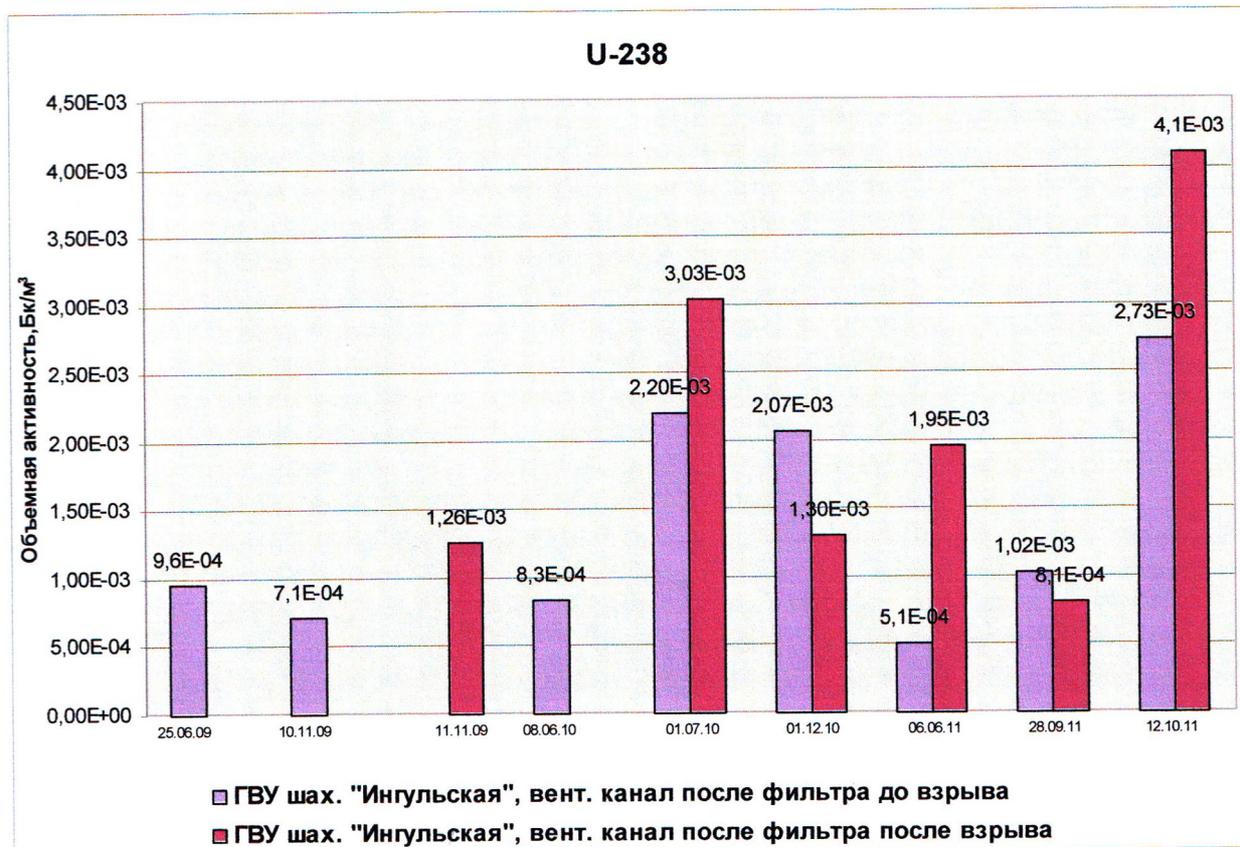
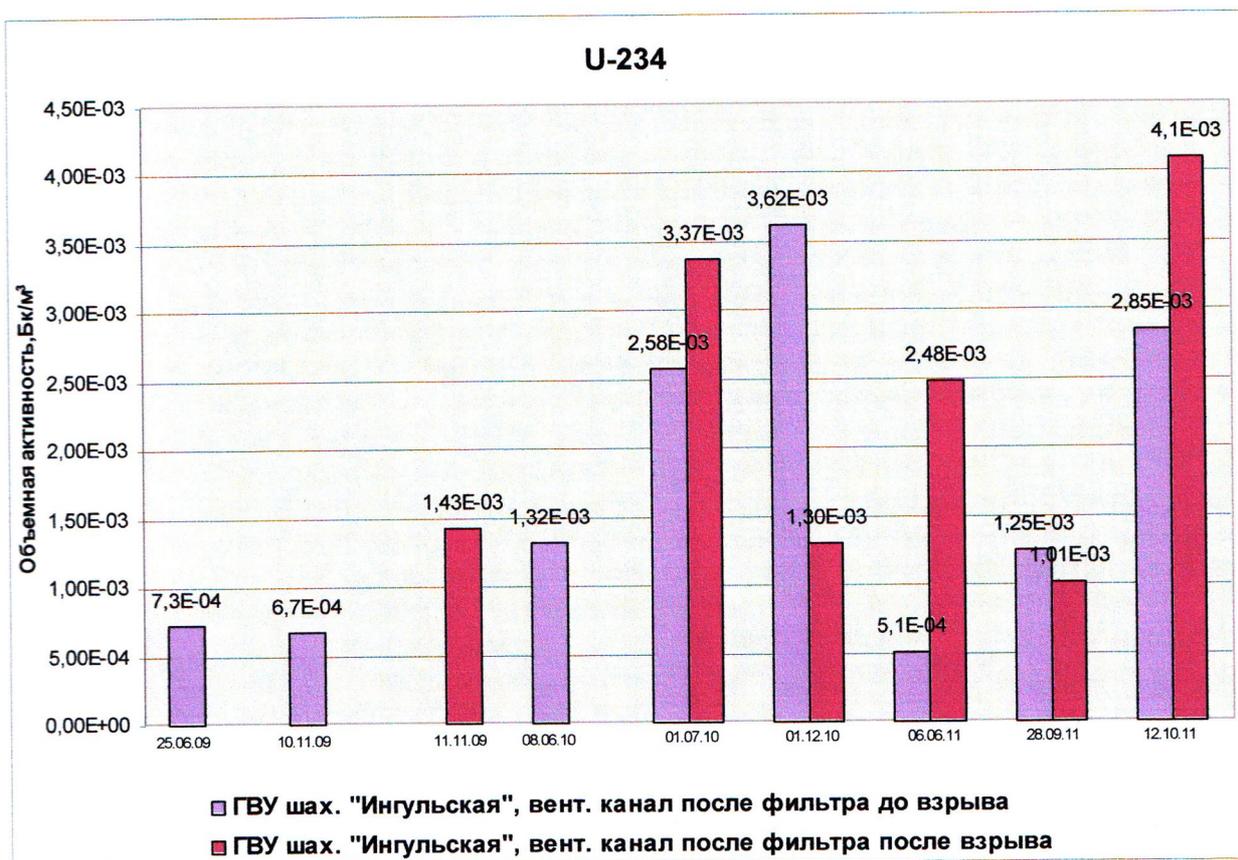


Рис.2. Результаты радиационного мониторинга объемной активности U-234 и U-238 в выбросах шахты «Ингульская»

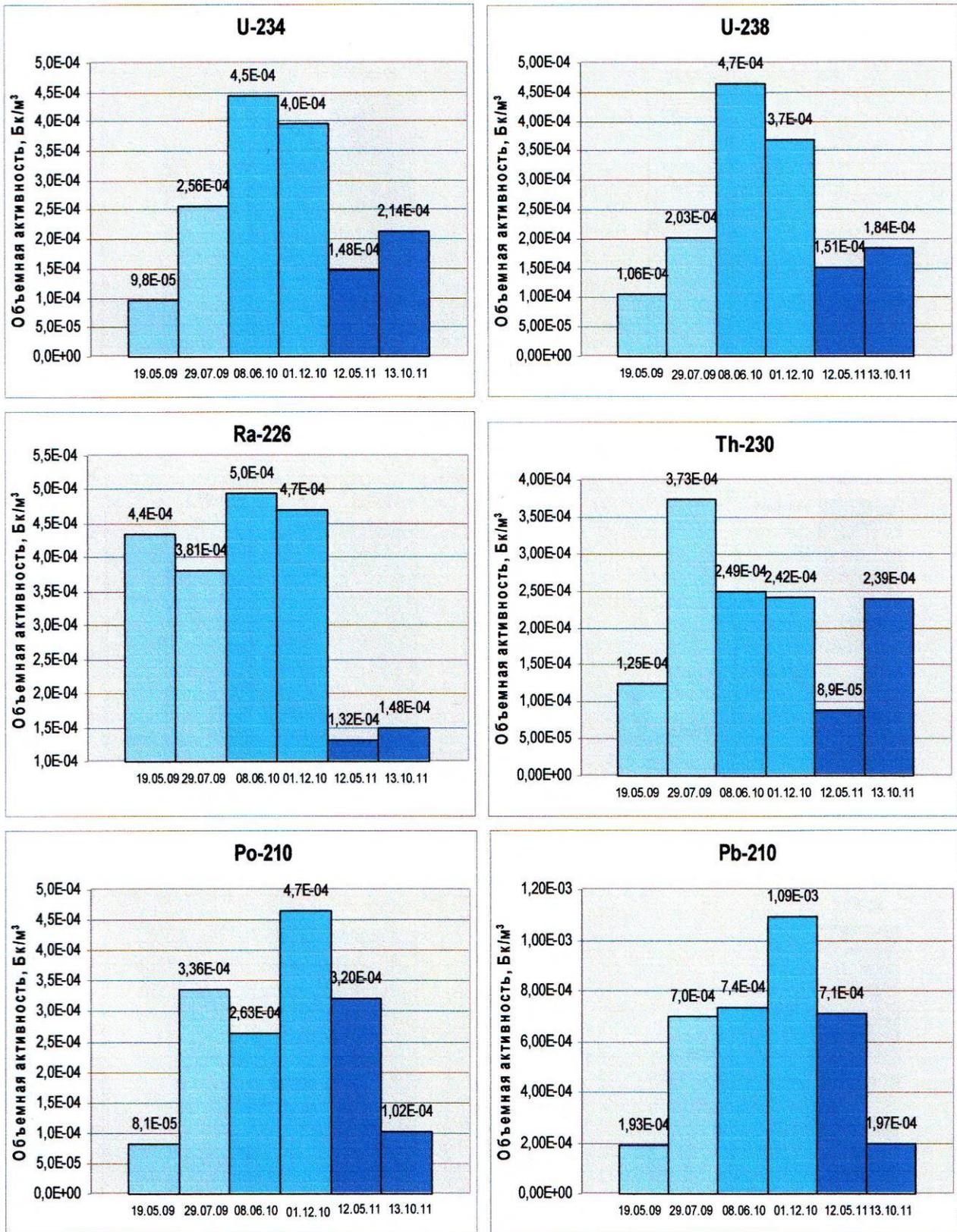


Рис. 3. Результаты радиационного мониторинга атмосферного воздуха в ЗН шахты «Ингульская», д/с «Колосок», г. Кировоград, пос. Солнечный

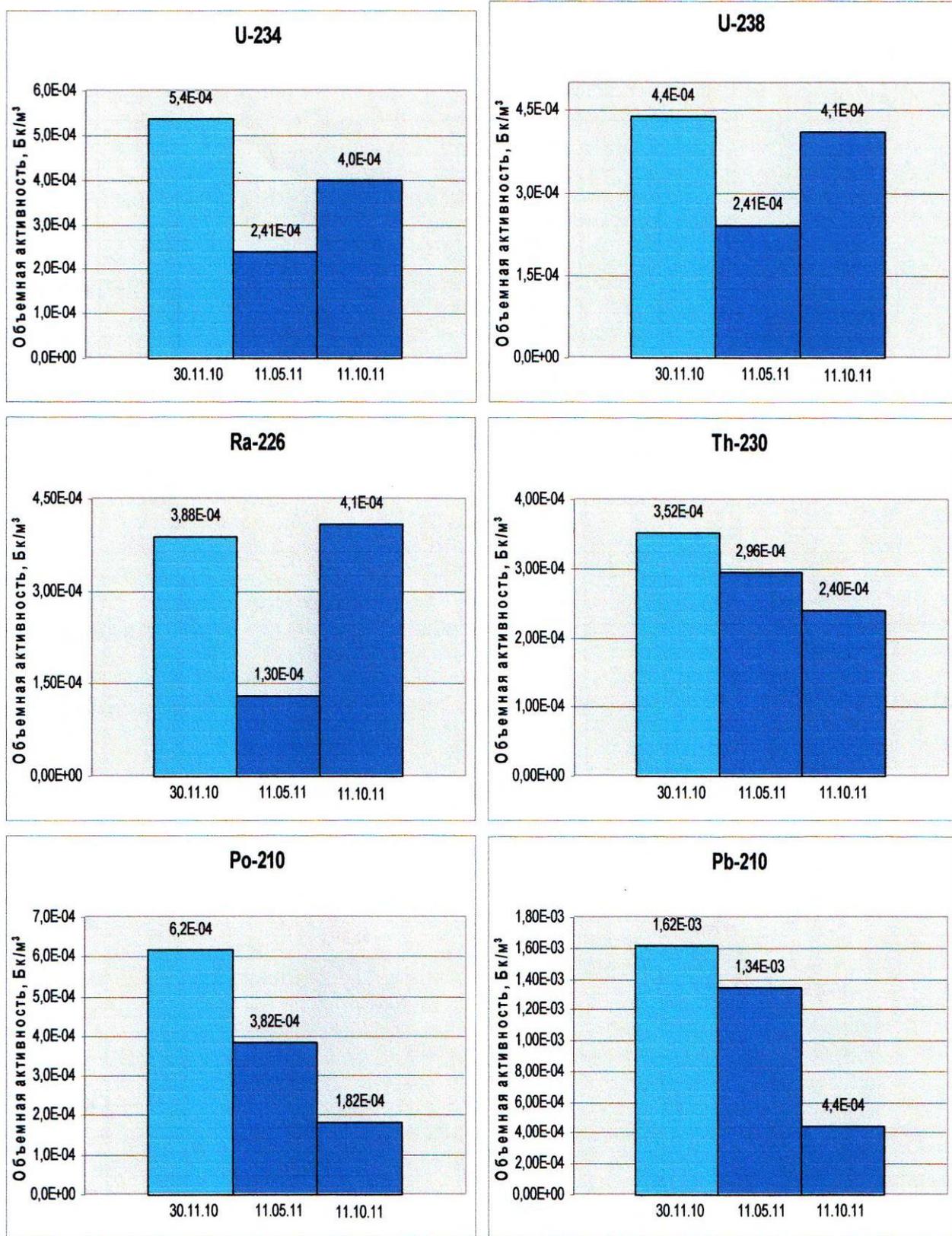


Рис. 4. Результаты радиационного мониторинга атмосферного воздуха в ЗН ГВУ шахты «Центральная», г. Кировоград, р-н Большая балка, пер. Ананьевский

По результатам проведенных измерений проведены расчеты доз облучения населения по воздушному пути формирования дозы. Они изменяются для разных возрастных групп населения от 20,8 до 22,2 мкЗв для шахты "Центральная" и от 48,2 до 51,8 мкЗв для шахты "Ингульская". Эти эффективные дозы облучения населения не превышают установленных квот по воздушному пути облучения в соответствии с НРБУ-97 и равных 120 мкЗв/год.

Выводы

По результатам проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Разработанные принципы радиационного мониторинга для предприятий по добыче и переработке урановых руд позволяют обеспечить радиационную безопасность населения в районе предприятий и сохранить окружающую среду при нормальной работе уранового объекта.

2. Предложены регламенты радиационного мониторинга, которые обеспечивают достаточную информативность и надежность полученной информации.

3. Выполненные работы по радиационному мониторингу выбросов из ГВУ исследуемых шахт "Центральная" и "Ингульская" показали, что имеется значительная изменчивость содержания природных радионуклидов в выбросах при различных режимах работы шахт.

4. За время исследований не отмечено превышения допустимых концентраций исследуемых природных радионуклидов ряда урана в атмосфере зоны наблюдения шахты "Ингульская".

5. В процессе проведения мониторинговых наблюдений в течение нескольких лет можно будет установить реальные параметры колебания активностей исследуемых природных радионуклидов в атмосфере зоны наблюдения как в зависимости от природных, так и от техногенных условий.

Список литературы

1. Методические указания по объему и периодичности радиационного контроля окружающей среды на предприятиях по добыче и переработке руд. №558/6 от 03.08.78, М., 1978
2. Методические рекомендации по санитарному контролю за содержанием радиоактивных веществ в объектах внешней среды. - М.: Министерство здравоохранения СССР, 1980.
3. Санитарные правила ликвидации, консервации и перепрофилирования предприятий по добыче и переработке радиоактивных руд (СП ЛКП-91). - М.: МЗ СССР, 1991. - 76 с.
4. Министерство здравоохранения Украины. Нормы радиационной безопасности Украины (НРБУ-97). Киев, 1998, 134 с.
5. Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности Украины. Государственные санитарные правила 6,177-2005-09-02. Киев, 2005.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовским О.В.
Надійшла до редакції 29.10.2012*

ДОСЛІДЖЕННЯ ВЛАСТИВОСТЕЙ РОСЛИННИХ ВІДХОДІВ ТА ОБСЯГІВ ЇХ УТВОРЕННЯ НА ТЕРИТОРІЇ м. ДНІПРОПЕТРОВСЬК

Определены объемы и особенности состава растительных отходов, накапливающихся на территории районов города Днепропетровска. Изучена проблема загрязнения опавшей фитомассы вредными веществами. Предложены методы утилизации опавших листьев на территории г. Днепропетровск.

Визначено обсяги та особливості складу рослинних відходів, що накопичуються на території районів міста Дніпропетровська. Вивчено проблему забруднення опалої фітомаси шкідливими речовинами. Запропоновані методи утилізації опалого листа на території м. Дніпропетровськ.

Volumes and characteristics of plant waste that accumulate in the areas of the city of Dnepropetrovsk are defined. The problem of fallen phytomass pollution by harmful substances is studied. The utilization methods of fallen leaves in Dnepropetrovsk are proposed.

Вступ. Одним із факторів забруднення об'єктів навколишнього середовища у містах є утворення та накопичення різних видів відходів біологічного походження. Рослинні відходи є джерелом суттєвої екологічної небезпеки та соціальної напруги, а також створюють негативний імідж міст.

Для міського комплексу, вирішення проблеми гармонічного розвитку території набуває значної відповідальності і виводить проблему підвищення екобезпеки міських територій при поетапному впровадженні комплексної системи переробки та утилізації органічних відходів рослинного походження на рівень першочергових проблем територіальних громад. Видалення рослинних відходів з території міста є необхідним, проте, замість збору і вивезення в багатьох містах нашої країни, спостерігаються непоодинокі випадки їх спалювання.

Останнім часом, проблемі утилізації рослинних відходів приділяється все більше уваги, на що вказує поступова розробка цих питань в регіональних та місцевих екологічних програмах. Для попередження порушення природоохоронного та санітарного законодавства масовим спалюванням опалого листа та відходів, на території міст забороняється спалювання твердих побутових відходів, опалого листа, стерні, залишків сухої рослинності. Тому для вирішення проблеми поводження з рослинними відходами регіональними програмами охорони навколишнього середовища заплановано впровадити технології переробки відходів рослинного походження для виробництва компосту та брикетованого палива у містах Київ, Миколаїв, Луганськ, Львів, Луцьк.

В результаті вирішення проблеми утилізації опалого листа та інших рослинних відходів зникне проблема густого, насиченого смогу від його спалювання. Слід відмітити, що рослинні відходи є відновлюваним, екологічно чистим паливом за умови екологічно раціонального виробництва та використання. Оскільки біомаса є CO₂-нейтральним паливом, то її використання не призводить до підсилення глобального парникового ефекту.

Для суттєвого поліпшення стану навколишнього середовища м. Дніпропетровська необхідно забезпечувати вирішення проблеми утилізації рослинних відходів.

Тому **метою даної роботи** є дослідження обсягів, а також особливостей складу і властивостей опалого листя, що накопичується у місті Дніпропетровськ, як джерела вторинних матеріальних та енергетичних ресурсів.

Загальна площа зелених насаджень міста Дніпропетровськ становить 13862 га, у тому числі [1]:

1) Насадження загального користування – 5895 га, у тому числі:

- парки культури і відпочинку – 97 га;
- міські та районні парки, сади житлових районів і будинків – 369 га;
- сквери – 69 га;
- набережні і бульвари – 191 га;
- міські ліси і лісопарки – 5169 га.

2) Насадження обмеженого користування – 4610 га, в т. ч.:

- на території житлових районів – 3890 га;
- на території підприємств – 720 га;

3) Насадження спеціального призначення – 3357 га, в т. ч.:

- насадження уздовж вулиць – 1221 га;
- насадження санітарно-захисних смуг – 2136 га.

На території міста Дніпропетровська знаходяться 9 великих парків:

- парк ім. Л. Глоби (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва міського значення);
- парк ім. Т.Г. Шевченко і Монастирський острів (пам'ятник садово-паркового мистецтва загальнодержавного значення);
- парк ім. В.І. Леніна (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва);
- парк ім. М.І. Калініна;
- Севастопольський парк (парк-пам'ятник садово-паркового мистецтва міського значення);
- Ботанічний сад ДНУ (ботанічний сад загальнодержавного значення);
- парк ім. Володі Дубініна;
- парк ім. Богдана Хмельницького;
- парк ім. Л.В. Пісаржевського.

Перші два – найстаріші і найбільш значні – відіграють провідну роль в системі озеленення та знаходяться в центральній частині міста.

Деякі з цих об'єктів входять до реєстру об'єктів природно-заповідного фонду Дніпропетровської області (табл. 1).

Коефіцієнт продуктивності міських зелених насаджень становить близько 14,21 т/га/рік, при цьому на долю зеленої частини (листя дерев, кущів, трав) приходиться біля 7,01 т/га/рік, а частка здерев'янілої частини (гілки дерев, кущів, приріст стовбурів) – 6,06 т/га/рік [2]. Окрім надземної частини міських зелених насаджень, щорічно збільшується їх підземна частина – орієнтовно на 1,13 т/га/рік (табл. 2).

Результати розрахунків фітомаси, яка щорічно утворюється на території зелених зон міста Дніпропетровська наведені у табл. 3. Річна продуктивність

зелених насаджень становить 196979 т/рік, проте, звичайно, утилізувати всю цю фітомасу практично неможливо, бо ця величина складається також з щорічного приросту гілок дерев, кущів та їх стовбурів. Окрім цього, якісний збір усього опалого листя на території всіх зелених зон міста є вкрай складним. Тому більш реальною кількістю фітомаси, що може бути піддана переробці, є кількість опалого листя та скошеної трави у насадженнях загального користування – у скверах, міських і районних парках, на бульварах і набережних і т.д. Це значення, як видно з табл. 3, становить близько 41324 т/рік або 258,3 тис. м³ (при середній щільності опалого листя 0,13-0,19 т/м³).

Таблиця 1

Перелік об'єктів природно-заповідного фонду м. Дніпропетровська згідно з Реєстром природно-заповідного фонду Дніпропетровської області [1]

Назва об'єкта	Категорія	Площа, (га)	Місцезнаходження
Ботанічний сад ДДУ	Ботанічний сад	33,0	Просп. Гагаріна, 72
Парк ім. Т. Г. Шевченка	Парк-пам'ятка садово-паркового мистецтва	45,0	Пл. Шевченка
Парк Л.Глоби	Парк-пам'ятка садово-паркового мистецтва	40,0	Просп. Карла Маркса, 96
Парк ім. Леніна	Парк-пам'ятка садово-паркового мистецтва	35,0	Ленінський район
Севастопольський парк	Парк-пам'ятка садово-паркового мистецтва	6,5	Жовтневий район
Ділянка тополевих насаджень	Ботанічна пам'ятка природи	5,0	м. Дніпропетровськ, Ленінське лісництво
Ділянка дубових насаджень	Ботанічна пам'ятка природи	1,8	м. Дніпропетровськ, Ленінське лісництво

Таблиця 2

Показники розподілу продуктивності фітомаси для парків та міських зелених насаджень

Показники	Вся фітомаса	Зелені частини				Здерев'янілі частини				Надземна частина	Підземні органи
		дерева	кущі	трави	разом	гілки дерев	стовбур дерев	кущі	разом		
Продукція, т/га/рік	14,21	6,6	0,19	0,22	7,01	4,63	1,26	0,17	6,06	13,08	1,13
% фракцій від продукції	-	46,45	1,34	1,55	49,33	32,58	8,87	1,20	42,65	92,05	7,95

Щодо здерев'янілої частини фітомаси зелених насаджень, то варто зауважити, що певна кількість відходів деревини систематично утворюється під час

здійснення робіт з догляду за зеленими насадженнями комунальними підприємствами Дніпропетровська, в т.ч. при проведенні рубок догляду (освітлення, прочищення, проріджування), санітарних рубок (вибіркових, суцільно санітарних, лісовідновних), рубок, пов'язаних з реконструкцією малоцінних молодників і деревостанів, обрізуванні сучків і частини живих нижніх гілок, видаленні гілок і сучків, протипожежних обрізувань, догляді за підростом і підліском, ліквідації захаращеності, обрізуванні крони міських дерев та чагарників.

Можливість зелених насаджень накопичувати забруднюючі речовини техногенного походження сприяє зниженню токсичної дії різних забруднювачів за рахунок тимчасового виводу їх з колообігу речовин у навколишньому середовищі. Цей факт обов'язково необхідно враховувати при розробці заходів з утилізації рослинних залишків, що накопичуються в міському середовищі, оскільки необережне поводження з деякими видами даної сировини може привести до негативних екологічних наслідків.

Реакція рослин на забруднення навколишнього середовища, проявляється, перш за все, у відмінності елементного складу міських насаджень рослин та рослин з природних угруповань.

Деревні рослини можуть засвоювати і залучати до метаболізму речовини газоподібних забруднювачів – оксиди сірки, азоту, аміак, при цьому в листі та хвої спостерігається збільшення загального вмісту сірки та азоту. У літературних джерелах зазначається, що навіть низькі концентрації газоподібних речовин в атмосфері при довготривалому впливі можуть вести до їх акумуляції в листі та хвої деревних рослин.

Максимально накопичує загальну *сірку* листя **берези** (коефіцієнт накопичення K_{36} становить 2,61-2,42). У берези відзначається і максимальна варіабельність у накопиченні цього елемента – межі коливань K_{36} в місті становлять 1,5-3,8. Мінімально накопичує сірку в місті липа – K_{36} 1,23 та 1,38 у примігстральних посадках і скверах відповідно.

Азот деревні породи акумулюють в меншій мірі, ніж сірку. Максимально його накопичують *хвойні породи* – вміст загального азоту в хвої ялини і сосни скверів і примігстральної посадки міста влітку перевищує контроль на 83-87 і 51-59% відповідно (у зимовий період відмінності від контролю менш значні). Найбільше азоту накопичує хвоя ялини – K_{36} 1,87-1,84 (Неверова О.А., 2008).

Особливе значення серед інших техногенних забруднюючих речовин, займають *важкі метали* (ВМ). Не піддаючись фізико-хімічній або біологічній деградації, вони накопичуються в поверхневому шарі ґрунтів і змінюють їх властивості, протягом тривалого часу залишаються доступними для кореневого поглинання рослинами і активно включаються в процеси міграції за трофічними ланцюгами.

Головними джерелами надходження важких металів у довкілля є підприємства металургійної промисловості, теплові електростанції та автомобільний транспорт. Разом з пиловими частинками ВМ потрапляють до легень людини і в кров.

Таблиця 3

Розрахункова кількість фітомаси зелених насаджень міста Дніпропетровська

Тип насаджень	Площа зелених насаджень, га	Вся фіто-маса, т/рік	У тому числі, маса								Маса надземної частини, т/рік	Маса підземних органів, т/рік
			зеленої частини, т/рік				здерев'янілої частини, т/рік					
			дерева	кущі	трави	разом	гілки дерев	стовбур дерев	кущі	разом		
Насадження загального користування												
Міські ліси і лісопарки	5169	73451	34115	982	1137	36235	23932	6513	879	31324	67611	5841
Набережні і бульвари	191	2714	1261	36	42	1339	884	241	32	1157	2498	216
Сквери	69	980	455	13	15	484	319	87	12	418	903	78
Міські і районні парки, сади житлових районів і будинків	369	5243	2435	70	81	2587	1708	465	63	2236	4827	417
Парки культури і відпочинку	97	1378	640	18	21	680	449	122	16	588	1269	110
Разом:	5895	83768	38907	1120	1297	41324	27294	7428	1002	35724	77107	6661
Насадження обмеженого користування												
На території житлових районів	3890	55277	25674	739	856	27269	18011	4901	661	23573	50881	4396
На території підприємств	720	10231	4752	137	158	5047	3334	907	122	4363	9418	814
Разом:	4610	65508	30426	876	1014	32316	21344	5809	784	27937	60299	5209
Насадження спеціального призначення												
Насадження уздовж вулиць	1221	17350	8059	232	269	8559	5653	1538	208	7399	15971	1380
Насадження санітарно-захисних смуг	2136	30353	14098	406	470	14973	9890	2691	363	12944	27939	2414
Разом:	3357	47703	22156	638	739	23533	15543	4230	571	20343	43910	3793
Разом по місту:	13862	196979	91489	2634	3050	97173	64181	17466	2357	84004	181315	15664

Відомо, що 50% важких металів (ВМ) потрапляють в організм людини саме таким шляхом, повністю акумулюються та викликають порушення роботи кровотворних органів та центральної нервової системи, тоді як 95% металів, що потрапляють разом з їжею, виводяться з організму.

Механізми стійкості рослин до надлишку ВМ можуть виявлятися у різних напрямках: одні види здатні накопичувати високі концентрації ВМ, але проявляти до них толерантність, інші блокують їх надходження шляхом максимального використання своїх бар'єрних функцій. Для більшості рослин першим бар'єрним рівнем є коріння, де затримується найбільша кількість ВМ, наступний – вегетативні частини рослин (стебла і листя), і в меншій мірі метали містяться в генеративних органах (квітка, насіння, плоди). Поглинання ВМ через листя (фоліарне) є джерелом значного впливу на рівень забруднення рослин.

Різні породи зелених насаджень в результаті їх фізіологічних і морфологічних особливостей характеризуються неоднаковою здатністю накопичувати важкі метали.

Так, в умовах техногенного забруднення відзначається різниця в накопиченні кальцію, стронцію, цинку, марганцю і заліза між видами деревних рослин. Найбільшу кількість стронцію і цинку накопичує тополя бальзамічна і береза бородавчата (Гініятулін Р.Х., 1995).

За даними Воробйова С.А., максимальний вміст важких металів в листі рослин спостерігається в першій половині вересня. Найбільш високі концентрації полютантів виявлені в листі липи дрібнолистій, найменші – в листі клена ясенелистого. Також в листі тополі відзначається більш інтенсивна акумуляція цинку і кобальту, а в листі липи – марганцю (Новікова О.В., 2005).

Вміст ВМ в листі дерев залежить від ряду антропогенних чинників, пріоритетність яких для кожного металу специфічна. Для більшості елементів найбільш важливим фактором є транспортне навантаження. При збільшенні транспортного навантаження збільшується вміст стронцію і свинцю, а вміст марганцю зменшується. Менш значимим у даному випадку є забруднення ґрунту та наявність механічних бар'єрів. Виняток становить цинк, для якого провідним фактором є рівень забруднення ґрунтів.

З ростом антропогенного навантаження видові відмінності зменшуються для всіх елементів і для всіх видів рослин.

Встановлено, що деревні і трав'янисті види рослин накопичують важкі метали в неоднакових кількостях: у деревних рослин переважно акумулюється залізо і цинк, у трав'янистих – залізо (Войтюк Е.А., 2011).

Вивчення накопичення важких металів в органах рослин показало, що залізо, мідь, нікель, та цинк переважно акумулюються в корінні і корі стовбура. Найбільший вміст ртуті виявлено в листі деревинних і трав'янистих рослин

Серед деревних видів виявлено, що тополя бальзамічна є акумулятором цинку, а товстянка деревоподібна – заліза. Також у листі товстянки деревоподібної активно накопичується залізо і марганець (Копилова Л.В., 2010). Вміст ВМ в умовах техногенного впливу, в порівнянні з незабрудненими територіями, змінюється в більш широких межах.

На накопичення важких металів у листі дерев різних порід впливає їх здатність сорбувати пил. Найбільшу кількість пилу адсорбують листя липи дрібнолистої (через наявність клейкої речовини на їх поверхні) і листя клена ясенелистого (через велику площу листа). Накопичення токсичних речовин змінює морфологічні та фізіологічні ознаки листя дерев.

Таким чином, зелені насадження міст здатні поглинути значні кількості металів техногенного походження. Вони виступають в ролі своєрідної фільтраційної системи, яка сприяє створенню сприятливих умов зниження токсичної дії різних забруднювачів за рахунок тимчасового виводу токсичних елементів з колообігу речовин у навколишньому середовищі.

Даний факт необхідно обов'язково враховувати при розробці заходів з утилізації рослинних залишків, що накопичуються в міському середовищі, оскільки необережне поводження з деякими видами даної сировини може погіршити існуючу несприятливу екологічну ситуацію.

Висновки. Опале листя є відновлюваною органічною сировиною, яка щорічно накопичується на території міста і може бути використана для отримання енергії та добрив для потреб міста. Щорічно зелені насадження міста Дніпропетровськ продукують приблизно 197 тис. т фітомаси, з них 97 тис. т у вигляді зеленої частини (листя та трави).

Якісний збір усього опалого листя на території всіх зелених зон міста є вкрай складним. Тому для переробки можуть бути використаними рослинні відходи у вигляді опалого листя та скошеної трави у насадженнях загального користування – у скверах, міських і районних парках, на бульварах і набережних і т.д. Щорічно орієнтовно можна використовувати 41,324 тис. т або 258,3 тис. м³ цієї сировини. (при середній щільності опалого листя 0,13-0,19 т/м³). Рослинні відходи можна використовувати для одержання різноманітних цінних продуктів: компосту, добрива, метану, метанолу, етанолу, ацетону, пелет, продуктів вермикультури – гумусу, білкового корму для птиці – хробаків, ефективних стимуляторів росту рослин типу «гумісол» тощо.

Здерев'яніла частина фітомаси зелених насаджень систематично утворюється під час здійснення робіт з догляду за зеленими насадженнями комунальними підприємствами Дніпропетровська, в т. ч. при проведенні рубок догляду, санітарних рубок, обрізуванні сучків і частини живих нижніх гілок, видаленні гілок і сучків, догляді за підростом і підліском, ліквідації захаращеності, обрізуванні крони міських дерев та чагарників тощо. Щорічно на території насаджень загального користування накопичується 35,7 тис. т здерев'янілої фітомаси (гілок, стовбурів, кущів). Обсяг утворення даного виду рослинних відходів залежить від періодичності проведення робіт з догляду за зеленими насадженнями. Здерев'янілі відходи можливо використовувати для виробництва паливних брикетів та паливних гранул (пелет).

Список літератури

1. Комплексна програма охорони навколишнього природного середовища м. Дніпропетровська на 2011-2015 рр. Дніпропетровськ. – 2011. – 11 с.

2. Оцінка енергетичного балансу екосистем м. Києва та його зеленої зони [Текст] / Я.П. Дідух, У.М. Альошкіна // Український фітоценологічний збірник. — Київ, 2007. — Сер. С, вип. 25. — С. 48-56.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до друку 27.11.2012*

УДК 622.51:65.016.8

© А.С. Ковров

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ШАХТНЫХ ВОД ЛИКВИДИРУЕМЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МИНЕРАЛЬНОЙ ВОДЫ

Выполнена оценка перспектив использования шахтных вод для производства минеральной воды на базе ликвидируемой угольной шахты.

Виконано оцінку перспектив використання шахтних вод для виробництва мінеральної води на базі ліквідованої вугільної шахти.

Evaluation of perspectives of using mine waters for mineral water production on the base of closed coal mines is carried out.

Вступление. Предприятия угольной промышленности оказывают наиболее отрицательное воздействие на гидросферу, что связано, прежде всего, с осушением месторождения угля при ведении подготовительных и очистных работ. Результатами этого воздействия являются: истощение запасов подземных вод, в том числе и для питьевого водоснабжения; нарушение подземного питания рек и их загрязнение сбрасываемыми шахтными водами; подтопление в зоне проседания земной поверхности при нарушении массива горных пород; инфильтрация шахтных вод из отстойников и прудов-накопителей; изменение гидрогеологического равновесия; повышение минерализации поверхностных водных объектов; угнетение флоры и фауны водных экосистем. Даже после ликвидации угледобывающего предприятия невозможно избежать негативных экологических последствий. Однако можно их минимизировать, например, путем использования откачиваемых на поверхность шахтных вод для нужд альтернативного производства. Создание таких производств на базе ликвидируемых угольных шахт с комплексным использованием их потенциала является приоритетным направлением программы реструктуризации угольной промышленности Украины.

Последние достижения. Вопросы комплексного использования шахтных вод для максимального вовлечения в хозяйственное водоснабжение достаточно широко представлены в работах ДонНТУ, ДонУГИ, ОАО «УкрНТЭК», ВНИИОСуголь. Так, например, анализ химического состава сбрасываемых

шахтных вод, а также требований к качеству воды, необходимой для использования в системах промышленного водоснабжения предприятий, выполненный УкрНТЭК, показывает, что около 80% шахтных вод после их очистки могут быть использованы в качестве источника технического водоснабжения.

Формулирование целей. Одним из наиболее вероятных и целесообразных путей использования откачиваемых шахтных вод с невысокой минерализацией (до 2...5 г/л) является их глубокая очистка от взвешенных веществ и минеральных примесей с целью получения минеральной воды. Такое альтернативное водопользование позволяет, с одной стороны, рассмотреть шахтные воды как ресурс, на базе которого можно создать альтернативное производство и получать прибыль, с другой стороны снизить вредное влияние на гидросферу.

Целью данной работы является оценка перспектив использования шахтных вод ликвидируемых угольных шахт для производства минеральной воды.

Изложение основного материала исследований.

Состав и свойства минеральных вод. Существует большое разнообразие природных вод, которые считаются минеральными, из-за чего сложно определить, какая вода может действительно называться «минеральной» [1]. Термин «минеральные воды» появился в литературе в начале XVI века. В 1911 году в г. Наугейме (Германия) на совещании бальнеологов было решено считать минеральной такую воду, в которой содержание твердых растворенных веществ составляет более 1 г/дм³, или в которой содержатся углекислый газ и другие ценные ингредиенты, или с температурой выше 20°C [2].

Этот критерий общей минерализации (1 г/дм³) для минеральных вод не имел научного обоснования и был установлен произвольно, однако на практике он применяется многими странами и сегодня.

В настоящее время под термином «питьевые минеральные воды» понимают, как правило, природные подземные воды, характеризующиеся наличием определённых минеральных солей, газов, органических веществ и других химических соединений, обладающие специфическими химико-физическими и другими свойствами и оказывающие вследствие этого лечебное воздействие при внутреннем или наружном (ванны, ингаляции и т.д.) употреблении.

В Украине питьевые воды бутылочного разлива регламентируются ДСТУ 878-93 «Води мінеральні питні. Технічні умови» и ДСТУ 42.10-02-96 «Води мінеральні лікувальні. Технічні умови» [3, 4].

В зависимости от концентрации солей, природные минеральные воды делят на:

- столовые (иногда – пресные), минеральные воды, пригодные для ежедневного применения без каких-либо показаний с солесодержанием не более 1 г/л;
- слабоминерализованные - 1-2 г/л (относят и к столовым, и лечебно-столовым);

- лечебно-столовые (солончатые) – с солесодержанием от 1 до 10 г/л.

Достоинством лечебно-столовых минеральных вод является их многофункциональность: их можно употреблять как столовый напиток или систематически - для лечения по назначению врача.

Физико-химический состав шахтных вод. Шахтные воды имеют сложный состав, основные компоненты которого можно подразделить на следующие группы:

- взвешенные вещества и механические примеси, состоящие преимущественно из мелких частиц угля и породы;
- минеральные вещества, представленные в основном хлоридами и сульфатами различных металлов;
- тяжелые металлы, присутствующие в шахтных водах вследствие выщелачивания из горных пород и представленные в виде солей;
- органические примеси (нефтепродукты, фенолы);
- бактерии.

В качестве *объекта исследования* выбраны шахтные воды угледобывающих предприятий ГХК «Селидовуголь» и ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». В табл. 1 приведены фактические среднегодовые концентрации основных загрязняющих веществ в шахтных водах. Из данных таблицы видно, что после глубокой очистки и спецподготовки возможно их использование для приготовления минеральной воды. Основными химическими ингредиентами шахтных вод являются сульфаты и хлориды, составляющие 50-70% от общего количества сухого остатка. Содержание сульфатов в шахтных водах колеблется в пределах 384-1732 мг/дм³, хлоридов – 367-14800 мг/дм³.

В табл. 2 приведен химический состав наиболее широко представленных в Украине лечебно-профилактических минеральных вод, которые реализуются через торговую сеть, а также используются в лечебно-профилактических заведениях. Данные воды отличаются диапазоном минерализации 300-12000 мг/дм³, что и определяет направление их использования. Высокие концентрации хлоридов (500-1900 мг/дм³) содержатся в минеральных водах «Джерела Царичанки», «Миргородская», «Ессентуки №4», «Поляна квасова», а максимальные концентрации сульфатов (100-1200 мг/дм³) присутствуют в водах «Золотой колодец», «Новоазовская», «Нарзан», «Миргородская».

Таблица 1

Фактические среднегодовые концентрации загрязняющих веществ в шахтных водах шахт ГХК «Селидовуголь» и ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»

Наименование предприятия	Содержание основных загрязняющих веществ, мг/дм ³				
	Взвеш. в-ва	Хлориды	Сульфаты	Железо	Сухой остаток
Шахты ГХК «Селидовуголь»:					
Шахта «Украина»	20	467	1732	3,62	3426
Шахта «Россия»	15,5	367	1678	н/д	3230
Шахта «№ 1-3 Новогородовская»	7,5	554	1395	н/д	3460
Шахта №2 «Новогородовская»	12,5	401	1378	н/д	4225

Шахты ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»:					
Ш. «Западно-Донбасская»	80	14800	408	0,1	24948
Ш. «Павлоградская»	211	1500	384	0,3	2330
Ш. «Терновская»	156	3600	400	0,11	4700

Таблица 2

Химический состав некоторых минеральных вод, мг/дм³

Наименование и тип минеральной воды	А Н И О Н Ы:			К А Т И О Н Ы:			Общая минерализация
	НСО ³⁻	SO ₄ ²⁻	Сl ⁻	Na ⁺ +K ⁺	Ca ²⁺	Mg ²⁺	
«Карпатська Джерельна», природная столовая гидрокарбонатная кальциевая вода	100-450	<100	<50	<50	50-200	<50	300-800
«Джерела Царичанки», гидрокарбонатно-хлоридно-натриевая вода	200-400	<100	500-800	400-700	<25	<25	1000-2000
«Золотой колодец», минеральная природная вода	300-600	500-1200	120-320	125-375	160-350	50-150	1000-2500
«Новоазовская», Хлоридно-гидрокарбонатнонатриевая вода	300-600	100-300	300-500	300-700	<50	<50	1300-1800
«Нарзан», гидрокарбонатная натриевая вода	1500-2000	300-500	100-150	Na ⁺ 130-200	300-400	80-120	2,0-3,0
«Миргородская», минеральная природная хлоридная натриевая вода	300-400	200-350	1600	900-1200	50	25	2500-3500
«Боржоми», природная лечебно-столовая, гидрокарбонатная натриевая вода	3500-5000	<10	250-500	только Na ⁺ 1000-2000	20-150	20-150	5000 - 7500
«Ессентуки №4», минеральная лечебно-столовая вода	3600-4500	<25	1500-1900	2500-2900	<150	<75	8000-10000
«Поляна квасова» природная лечебно-столовая, гидрокарбонатная натриевая, борная вода	4500-8000	<25	300-600	1500-3000	70-150	<50	6500-12000

Технология очистки шахтной воды до стандартов питьевого качества.
Сопоставляя данные табл. 1 и 2, можно сделать вывод, что шахтные воды после

соответствующей очистки вполне пригодны для производства минеральных вод определенного химического состава, а ликвидированная шахта может стать объектом разработки и использования нового природного ресурса. При этом необходимо частично решить наиболее актуальную экологическую проблему деминерализации шахтных вод и обосновать целесообразность технологии водоподготовки.

Обобщенную схему очистки и специальной подготовки шахтной воды можно представить в виде следующих этапов:

- предварительная обработка и очистка от взвешенных веществ с использованием существующих на промплощадке шахты поверхностных отстойников шахтных вод;

- доведение качества воды до безопасного состояния, и ее дальнейшее промышленное использование в технологических процессах;

- доведение качества воды до безопасного состояния для биоценоза (в случае сброса в гидрографическую сеть) с использованием реагентной очистки и обеззараживания;

- доведение качества воды до требований и стандартов питьевого назначения с использованием методов глубокой очистки и обеззараживания;

- направленное формирование химического состава очищенной воды и придание ей особенных, в том числе и лечебно-профилактических свойств посредством добавления или извлечения химических компонентов [5].

Наряду с основными методами и технологиями очистки вода может подвергаться серебрению, ультрафиолетовой обработке, озонированию, омагничиванию и другим видам обработки.

На рис.1 представлена схема очистки и водоподготовки шахтных вод для изготовления и промышленного разлива минеральной воды. Все аппараты очистки, обеззараживания и водоподготовки шахтных вод размещаются в здании поверхностного технологического комплекса шахты. В предлагаемой схеме задействованы поверхностные отстойники шахтных вод, в которых осуществляется первичная очистка от механических примесей.

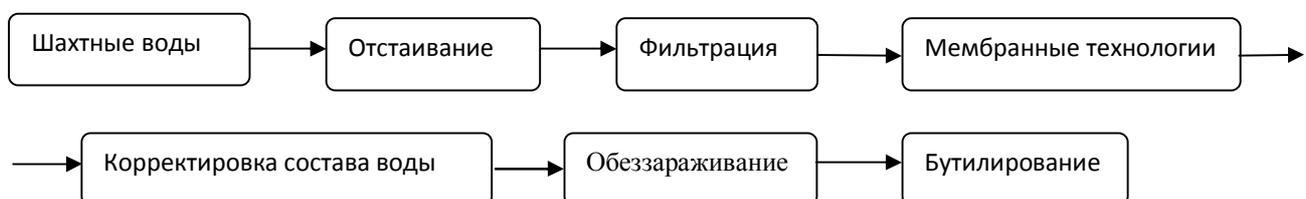


Рис.1. Схема технологического процесса получения минеральной воды из шахтных вод

Предварительная очистка исходной воды от взвесей необходима для обеспечения эффективной и надежной работы всей технологической аппаратуры. Содержание взвешенных веществ в опресняемой воде должно отвечать нормам, принятым для питьевой воды (1,5 мг/л). Такой уровень осветления достигается коагуляцией взвесей (сульфатом алюминия $Al_2(SO_4)_3$ или другими реагентами) с последующим осаждением и фильтрацией. Наиболее эконо-

мичными являются скорые песчаные фильтры тонкой очистки, которые полностью очищают воду от взвесей, а также от некоторых органических и неорганических соединений.

Мембранные технологии, такие как ультрафильтрация, микрофильтрация, обратный осмос, являются наиболее эффективными методами очистки воды, поэтому они получили широкое практическое применение. Себестоимость очистки 1 м³ воды подобными методами составляет 0,04-0,05\$ США. Мембранные методы имеют ряд преимуществ:

- низкая энергоемкость способа, по сравнению с известными методами деминерализации, поскольку вода не претерпевает фазовых превращений (испарения или замораживания);

- высокая эффективность способа, благодаря высокой (96%) селективности мембран, особенно полиамидных, устойчивых к гидролизу в широком диапазоне рН от 4 до 11;

- отсутствие (благодаря низкой температуре процесса, разделения смесей, близкой к температуре окружающей среды) следов разложения или полимеризации компонентов, содержащихся в смесях;

- полная бактерицидная обработка воды, благодаря малости диаметра пор мембран, не пропускающих бактерии;

- простота технологической схемы, легко поддающаяся автоматизации, малая площадь, занимаемая установками;

- технически простой контроль качества очищенной воды (например, по ее удаленной электропроводности);

- низкие эксплуатационные затраты.

Хотя капитальные затраты на реализацию способа обратного осмоса относительно велики, однако в перспективе имеют тенденцию к снижению благодаря действию следующих факторов. Во-первых, поскольку мембранные технологии получают все большее развитие в мировой практике не только для очистки воды, но также для достижения других целей в химической, электронной, фармацевтической, пищевой и других отраслях промышленности, то неизбежно прогрессирующее развитие техники способа, что позволяет прогнозировать совершенствование и удешевление его конструктивных элементов, в том числе производства пока еще дорогостоящих мембран. Во-вторых, как известно, с увеличением производительности обратноосмотических установок капитальные затраты также существенно снижаются. Это означает, что на практике необходимо стремиться к сооружению не индивидуальных (по отдельным шахтам) деминерализационных установок, а «кустовых», т.е. для групп (от двух до четырех шахт). В-третьих, в процессе работы низкие эксплуатационные расходы при использовании метода обратного осмоса способствует быстрой окупаемости установки [6].

Для очистки от органических веществ можно применять методы глубокой физико-химической очистки с использованием высокоэффективных адсорбентов или биофильтры. Данный этап является селективным и может применяться как альтернатива относительно дорогостоящим технологиям

мембранной очистки в зависимости от наличия органического загрязнения воды и направления дальнейшего водопользования.

В условиях ликвидированной шахты, работающей в режиме постоянного водоотлива, с течением времени уровень загрязненности откачиваемых на поверхность шахтных вод будет снижаться в результате минимизации техногенного загрязнения водоносных горизонтов. Предположительно, химический состав воды станет аналогичным естественному фону, а органическое и бактериальное загрязнение будет сведено к минимуму. Тогда, наиболее значимыми этапами технологии обработки шахтной воды будут механическая очистка от взвесей и обеззараживание при сохранении уникального ионного состава вод. Однако при необходимости корректировки ионного состава до необходимых стандартов качества питьевой воды потребуются применение дорогостоящих физико-химических методов, например умягчения, обратного осмоса, ионного обмена и др., что приведет к увеличению себестоимости водоочистки и по экономическим соображениям будет нецелесообразно. Поэтому, в схеме, представленной на рис. 1, корректировка состава воды должна быть сведена к минимуму.

Заключительным этапом обработки шахтных вод является обеззараживание с целью устранения бактериального загрязнения. Обеззараживание ультрафиолетовым излучением в настоящее время является передовой технологией дезинфекции промышленных сточных вод. При этом обеспечивается высокая эффективность, низкие капитальные вложения и эксплуатационные расходы, а также безопасность процесса обработки воды. Для обеззараживания воды используется бактерицидное излучение ртутных ламп низкого давления типа ДБ-60, ДРБ-60. При их эксплуатации в водной среде не образуются токсичные продукты, что выгодно отличает данный тип обеззараживания от традиционного хлорирования. Специалистами ГНИПИ «Химтехнология» (г. Северодонецк) разработаны и выпускаются опытные станции и малогабаритные установки типа «Луч-500» и «Луч-1000», которые позволяют эффективно решать проблему дезинфекции шахтных вод. Среднегодовая стоимость обработки 1000 м³ шахтных вод такими установками обойдется предприятию в 5,6-8,0 грн (1,24-1,77\$ США). Стоимость водопогружной УФ-установки типа «Луч» производительностью 450 м³/час составляет 77 тыс.грн., в то время как для строительства хлораторной станции понадобится 140 тыс.грн. без учета ее последующей комплектности дорогостоящим оборудованием (газоанализаторы и газосигнализаторы) и расходными материалами.

После стадии обеззараживания шахтная вода должна пройти окончательную обработку по формированию химического состава. Исходя из целей получения минеральной воды определенного состава, в очищенную воду добавляются определенные минеральные компоненты. В результате вода приобретает специфические свойства, которые позволят использовать ее в лечебно-оздоровительных целях. Заключительным этапом технологического процесса производства минеральной воды является ее бутилирование.

Таким образом, очистка шахтных вод для нужд питьевого водоснабжения, в частности производства минеральной воды, рассматривается не только как вариант природоохранного мероприятия, но и как альтернативное направление хозяйственной деятельности в горнодобывающих регионах. При этом, технических проблем, связанных с использованием дорогих методов деминерализации и корректировки ионного состава воды, можно избежать, если применять вышеописанную технологию для слабоминерализованных подземных вод. По мнению автора, наибольшую экономическую привлекательность будут иметь проекты по реструктуризации и комплексному использованию инфраструктуры поверхностного комплекса действующих и ликвидируемых угольных шахт, в которых предусмотрены системы отдельного водоотлива нормативно чистых (условно пресных) и загрязненных (минерализованных) шахтных вод.

Выводы. При осуществлении вышеописанной технологии обработки шахтных вод возможно достигнуть следующих результатов:

- создание альтернативного производства и частичное решение социальной проблемы, связанной с трудоустройством высвобождающихся работников шахты;
- уменьшение или полное прекращение сброса загрязненных шахтных вод в гидрографическую сеть;
- получение прибыли за счет реализации минеральной воды.

Список литературы

1. Обіюх Н.М. Правові аспекти використання природних мінеральних вод в Україні / Науковий вісник Національного університету біоресурсів і природокористування України // Серія: Право Збірник наукових праць, 2011. - Вип. 165, ч.1. - .
2. Байцар Р.І., Круглова О.А. Розмежування різновидів мінеральної води у вітчизняних стандартах / Вісник Національного університету "Львівська політехніка", 2008. - №608.
3. ДСТУ 878-93 «Води мінеральні питні. Технічні умови» / Держспоживстандарт України. - 1993. - 90 с.
4. ДСТУ 42.10-02-96 «Води мінеральні лікувальні. Технічні умови» / Держспоживстандарт України. - 1994. - 96 с.
5. Кононенко Н.А. Проблемы и перспективы очистки вод от ксенобиотиков // Матеріали міжнародної науково-практичної конференції "Оцінка екологічного стану навколишнього середовища при реструктуризації вугільної промисловості. Методи захисту довкілля". – Київ, 1999. – С. 113-116.
6. Матлак Е.С., Огородник Е.Л., Саенко Л.И. Анализ проблемы деминерализации шахтных вод и перспективных направлений ее решения / Проблеми екології. - Загальнодержавний науково-технічний журнал.- Донецьк: ДонНТУ. - №1-2,2011.- С. 3-11.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. В.Є. Колесником
Надійшла до редакції 22.10.2012*

ОСОБЛИВОСТІ ПРОСТОРОВОГО РОЗПОДІЛУ ВАЖКИХ МЕТАЛІВ У ҐРУНТАХ М. ДНІПРОДЗЕРЖИНСЬКА

Досліджено вплив геоморфологічних особливостей ландшафту на розподіл важких металів, вивчено особливості внутрішньопрофільного розподілу важких металів у ґрунтах міста Дніпродзержинська.

Исследовано влияние геоморфологических особенностей ландшафта на распределение тяжелых металлов, изучены особенности внутрипрофильного распределения тяжелых металлов в почвах города Днепропетровска.

The influence of geomorphological features of the landscape on the distribution of heavy metals studied the characteristics of profile distribution of heavy metals in the soils of the city Dneprodzerzhinsk.

Вступ. Високе антропогенне навантаження в містах зі значною щільністю населення пов'язане з великою кількістю промислових, комунально-побутових підприємств, автотранспорту. Потужні техногенні потоки поллютантів забруднюють компоненти урбоєкосистем.

Для розробки заходів щодо поліпшення стану міського середовища необхідно мати дані про вміст і розподіл забруднюючих речовин у всіх компонентах міських екосистем, зокрема в ґрунтах. Це обумовлено рядом особливостей самого ґрунту, як складної багатокомпонентної системи, яка виконує функції біогеохімічного бар'єру [1]. Актуальним питанням сьогодення є значне забруднення міських ґрунтів важкими металами (ВМ).

Верхні гумусовані горизонти ґрунтів є важливим депо накопичення забруднюючих речовин. Саме тут створюється біогеохімічний бар'єр, дія якого заснована на тому, що Pb, Zn, Cd, As, Cr, Cu, B, V, Mo і ряд інших елементів утворюють слабкорухливі сполуки з органічною речовиною [2].

У дослідженнях особливостей розподілу важких металів у ґрунтах, в тому числі і міських, слід обов'язково враховувати їхнє ландшафтне положення, адже відомо, що воно впливає на розподіл елементів у ґрунтах [3].

Метою даної роботи було вивчення впливу геоморфологічних особливостей ландшафту на розподіл важких металів, а також особливостей їх внутрішньопрофільного розподілу у ґрунтах міста Дніпродзержинська.

Об'єкт і методи. Для вивчення особливостей латерального розподілу вмісту ВМ у функціональних урбосистемах (промислових, селитебних, транспортних, рекреаційних) відбиралися змішані зразки ґрунтів. Їх відбір і обробка проводилися за загальноприйнятою методикою [4]. Проби відбиралися з глибини 0–10 см способом конверта з площі 20 м². Для дослідження вертикального розподілу ВМ зразки відбиралися за допомогою ґрунтового буру на глибину ґрунтового профілю.

Уміст валових ВМ визначався методом атомно-абсорбційного аналізу в полум'ї ацетилен–повітря. Отримані дані оброблялися з застосуванням методів математичної статистики.

Результати дослідження.

Неоднорідність розподілу важких металів у ґрунтах може бути спричинена впливом як природних, так і антропогенних факторів (особливо в урбанізованих територіях). Нерівномірність розподілу металів особливо проявляється у ґрунтах балочних рельєфів. Балка Водяна розташована на межі Східної і Центральної зон міста, де сконцентровані майже всі підприємства міста, що обумовлює значні обсяги надходження до її ґрунтів поліютантів, в тому числі і важких металів. Балка Самишина розташована в Західній зоні міста, де рівень техногенних навантажень відносно низький (в ній розташоване лише одне підприємство – Дніпродзержинський автомобільний завод).

Розподіл важких металів у ґрунтах обох балок (рис. 1–4) відбувається під впливом процесів інтенсивної міграції речовин із схилів та внутрішньогрунтовым стоком. В ґрунтах тальвегів спостерігається акумуляція важких металів, в них в середньому міститься: 1213 (б. Водяна) і 973 мг/кг (б. Самишина) марганцю, 143,3 і 45,22 мг/кг відповідно міді, 542 і 324 мг/кг відповідно цинку, 30,8 і 23,9 мг/кг відповідно нікелю, 111,8 і 108,3 мг/кг відповідно свинцю, 4,726 і 1,762 мг/кг відповідно кадмію. Звертає на себе увагу підвищений вміст свинцю у ґрунтах тальвегу балки Самишиної. Причиною цього явища з одного боку є золошлаковідвали, що накопичувалися у балці як відходи міської ТЕЦ, а з іншого – процеси його вимивання з асфальтного покриття автошляхів і міграція із зливовими водами до ґрунтів балки.

Характер розподілу важких металів у ґрунтах схилів в обох балках достатньо складний. Загалом, в ґрунтах схилів, відносно тальвегу, визначались менші концентрації елементів, за винятком марганцю в верхній третині схилу західної експозиції, кадмію у нижній третині схилу західної експозиції та нікелю в середній третині східної експозиції балки Самишиної.

Високотехнофільні цинк, свинець і кадмій характеризуються синхронним розподілом у ґрунтах балки Водяної. В ґрунтах середньої третини схилу північно-західної експозиції цієї балки визначається підвищений вміст вищеназваних металів. Це обумовлено надзвичайною засміченістю цього схилу, тобто такі локальні підвищення кількості технофільних елементів мають, окрім атмогенного, вейстогенне походження. Варіювання вмісту всіх металів, дещо більше виражене в ґрунтах схилів, ніж тальвегів.

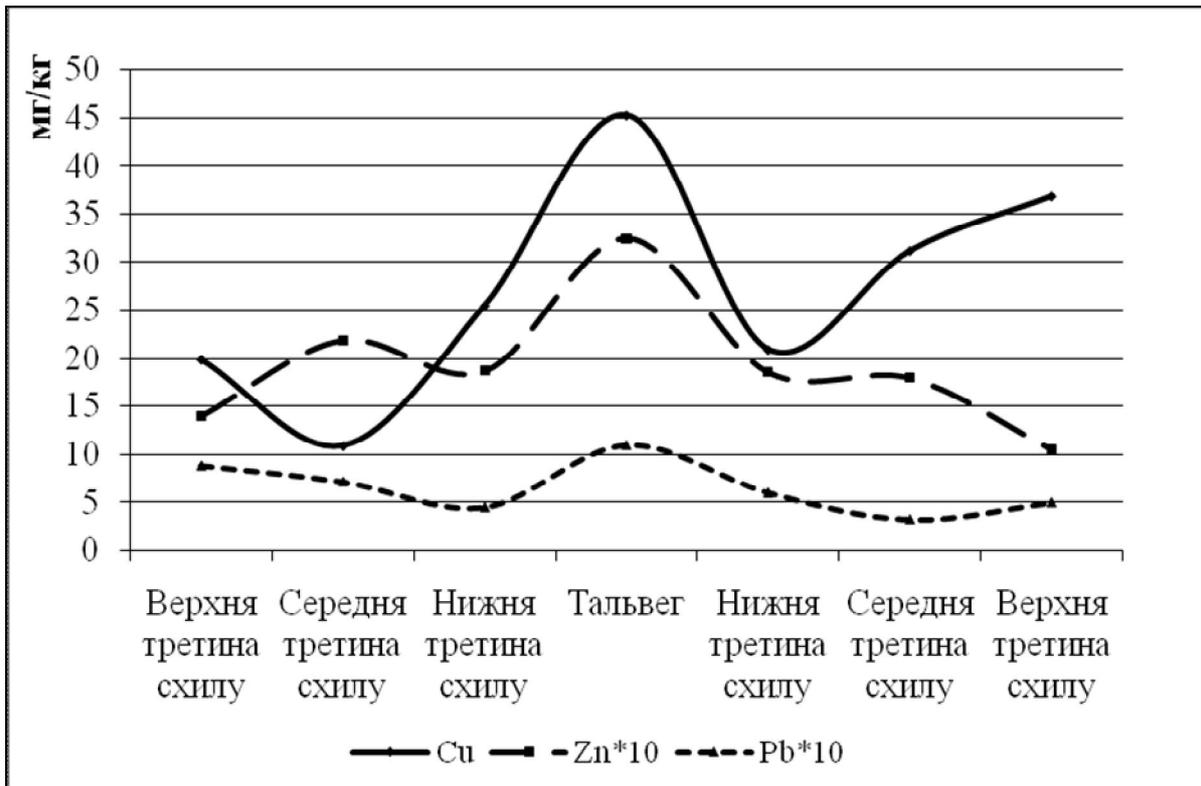


Рис. 1. Розподіл свинцю ($n*10$), міді та цинку ($n*10$) у ґрунтах в профілі балки Самишиної (захід – схід)

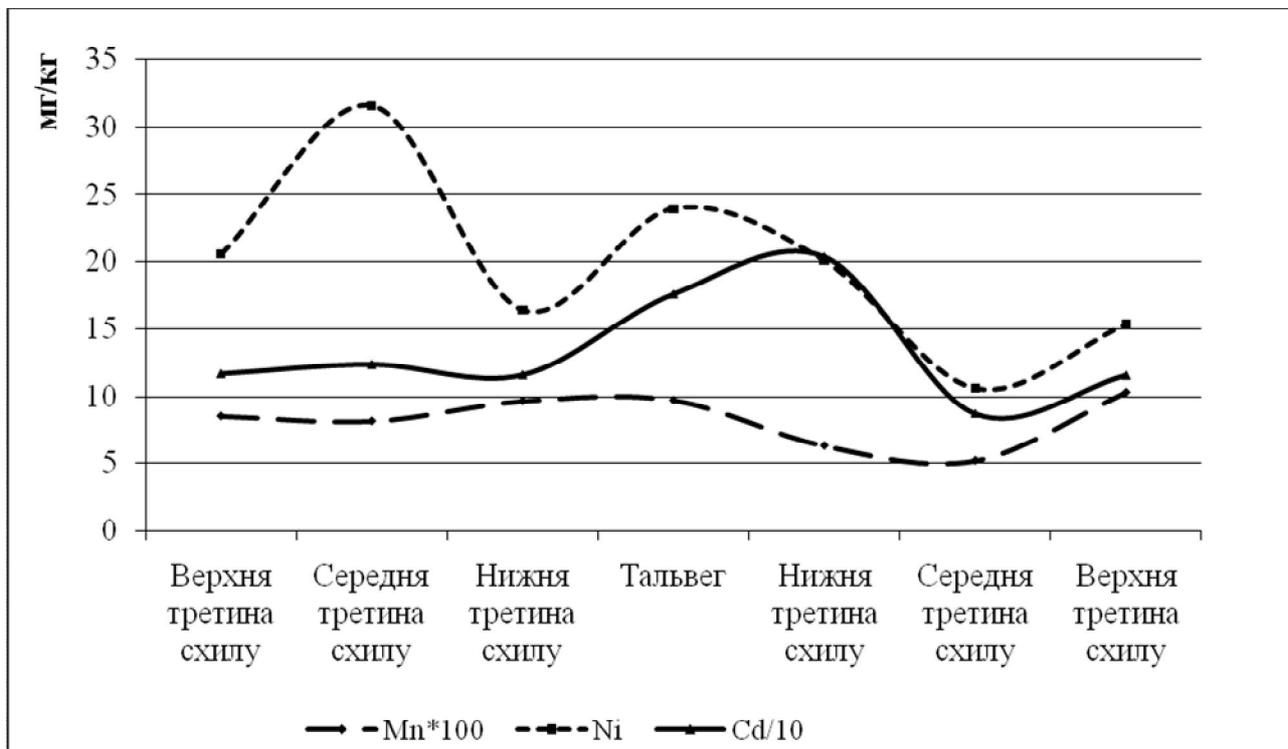


Рис. 2. Розподіл марганцю ($n*10^2$), нікелю та кадмію ($n*10^{-1}$) у ґрунтах в профілі балки Самишиної (захід – схід)

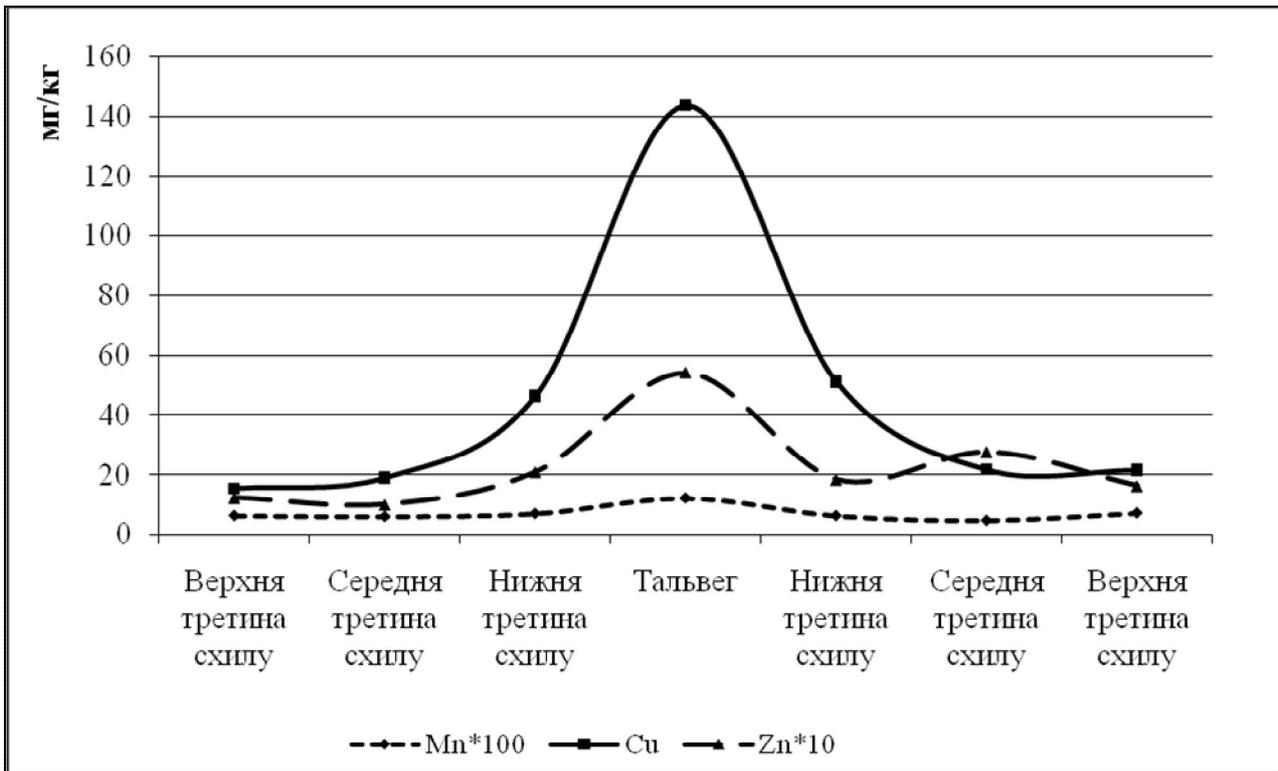


Рис. 3. Розподіл марганцю ($n \cdot 10^2$), міді та цинку ($n \cdot 10$) у ґрунтах в профілі балки Водяної (північний захід – південний схід)

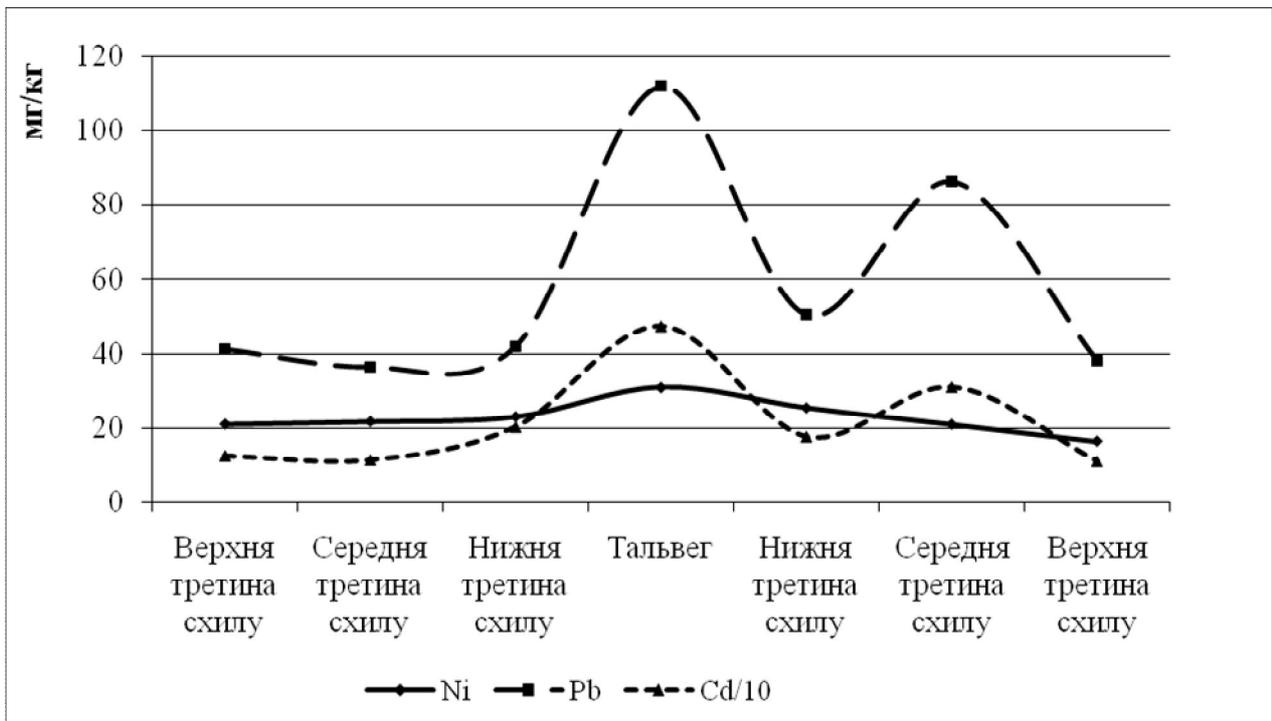


Рис. 4. Розподіл свинцю, нікелю та кадмію ($n \cdot 10^{-1}$) у ґрунтах в профілі балки Водяної (північний захід – південний схід)

Характер розподілу важких металів у профілі ґрунтів залежить від природи самого елемента (наприклад, ступені його мобільності), масштабів його над-

ходження з антропогенними викидами, а також від ґрунтових властивостей. Більшість авторів стверджує, що важкі метали, які надходять до ґрунтів у складі забруднень, фіксуються переважно в верхніх горизонтах на глибині до 10–20 см [3, 4], хоча за деяких умов спостерігається більш глибоке проникнення елементів-забруднювачів. Майже у всіх досліджуваних ґрунтах міста підвищені кількості металів визначались у верхніх корененасичених горизонтах, однак їх розподіл саме в цих шарах в деяких ґрунтах відрізнявся.

Найбільш повно картину внутрішньопрофільного розподілу можна розглянути на прикладі двох металів – цинку, який є відносно мобільним біофільним елементом, і свинцю, мобільність якого серед металів, які вивчались, є найменшою. В цілому можна зробити висновок, що на процеси вертикального перерозподілу у ґрунтах міста в основному впливає напрямок та інтенсивність антропогенних перетворень. На рис. 5–9 відображено найбільш характерні типи вертикального розподілу цинку та свинцю в ґрунтах міста. Слід зазначити, що розподіл, аналогічний до цинку, спостерігався і для марганцю, міді та кадмію, розподіл нікелю в цілому близький до свинцю.

В ґрунтах, які не зазнають механічних втручань, або ж вони мінімальні, спостерігається поступове зниження вмісту металів у ґрунтовому профілі (рис. 5), якщо ж ці втручання мають постійний характер (ремонтні роботи в підземних комунікаціях, підсипка газонів тощо), то горизонти з підвищеними концентраціями цих елементів можуть змінюватися горизонтами з їх істотно меншими кількостями (рис. 8). Використання піщано-сольової суміші для боротьби з ожеледями взимку також змінює характер вертикального розподілу – верхні горизонти ґрунтів транспортних урбосистем істотно збагачені піщаними фракціями, тобто, з одного боку, відбувається „розбавлення” забруднень, а з іншого, вимивання важких металів в нижчі горизонти і там визначаються більш високі їхні кількості (рис. 6). Визначені особливості у ґрунтах транспортних урбосистем слід обов’язково враховувати при проведенні ґрунтово-хімічних моніторингових досліджень.

На території промислових підприємств або поряд з ними глибина проникнення металів техногенного походження у ґрунтах збільшується до 50-60 см, там спостерігався монотонний високий вміст важких металів (рис. 7). В житлових масивах Лівобережної зони міста, будівництво яких відбувалось на намівних пісках, замість ґрунтів – поверхнево-гумусовані штучні утворення, в яких верхні горизонти (потужністю не більше 50 см) сформовані привезеними ґрунтами. На глибині 40-50 см в цих ґрунтах спостерігається різке зниження вмісту важких металів (рис. 9).

Загалом на характер вертикального розподілу важких металів впливають гранулометричний склад ґрунтів і вміст у них гумусових речовин. Як вже було сказано, максимум акумуляції металів визначався у верхніх гумусованих горизонтах. Однак, внаслідок того, що ґрунти містять переважно низькі кількості органічних речовин, розподіл важких металів в верхніх горизонтах більш тісно пов’язаний з умістом фракцій фізичної глини ($r = 0,83$).

На глибину проникнення металів техногенного походження також впливає мобільність самих металів – підвищений вміст цинку, міді та кадмію визначався на більшій глибині, ніж свинцю та нікелю.

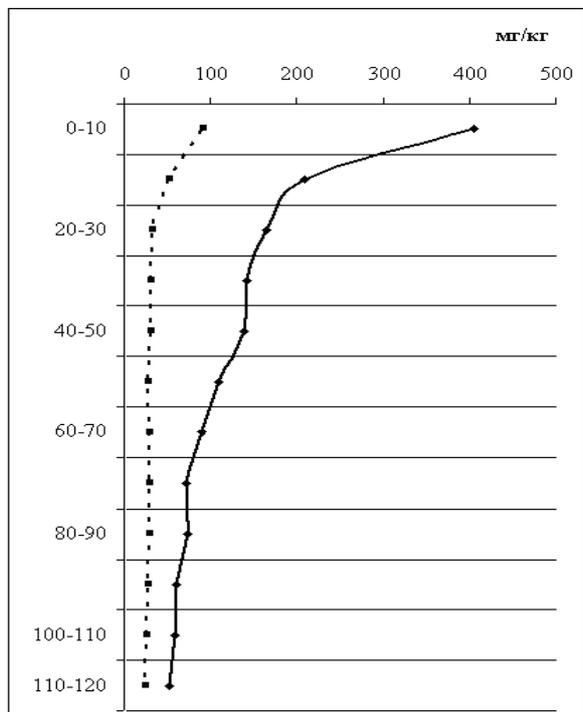


Рис. 5. Вертикальний розподіл цинку (суцільна лінія) і свинцю (пунктирна лінія) у ґрунтах штучної рекреаційної урбосистеми (міський парк)

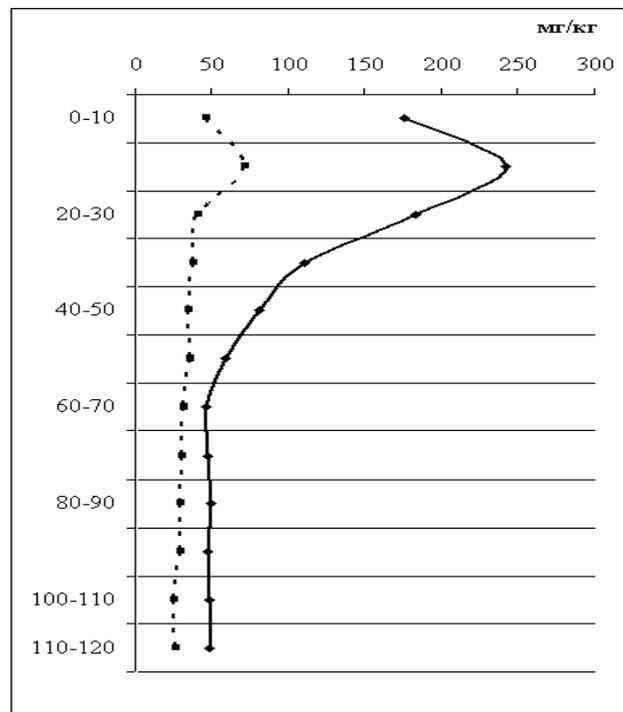


Рис. 6. Вертикальний розподіл цинку (суцільна лінія) і свинцю (пунктирна лінія) у ґрунтах автотранспортної урбосистеми

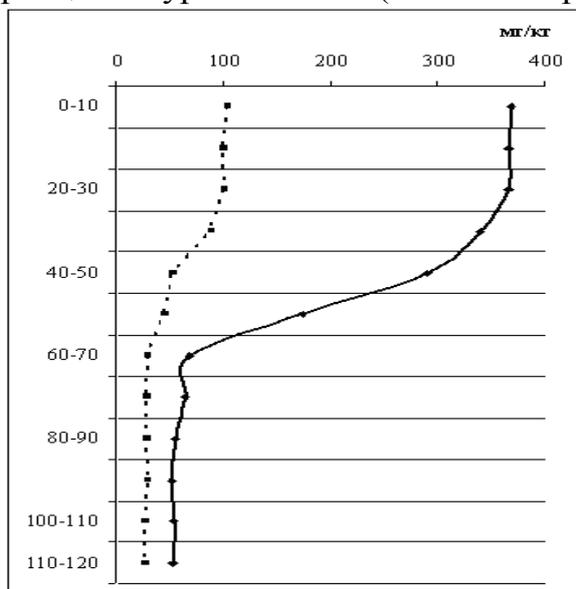


Рис. 7. Вертикальний розподіл цинку (суцільна лінія) і свинцю (пунктирна лінія) у ґрунтах промислової урбосистеми (поряд з ВАТ «Дніпро-Азот»)

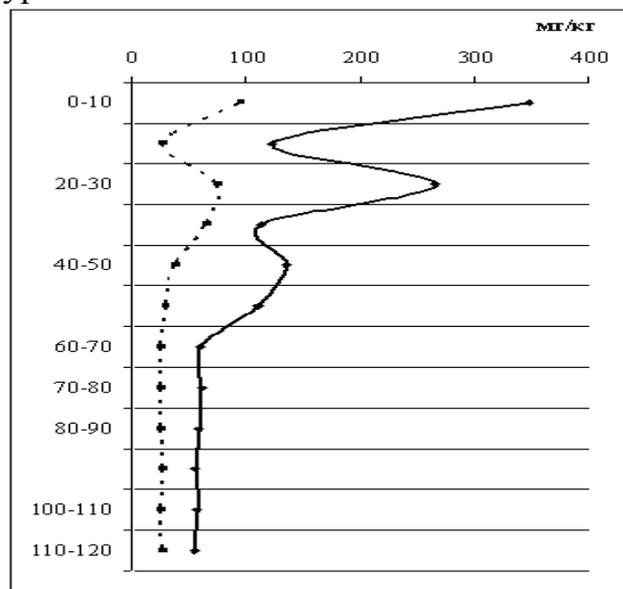


Рис. 8. Вертикальний розподіл цинку (суцільна лінія) і свинцю (пунктирна лінія) у ґрунтах селитебної урбосистеми в зоні старої забудови (центр міста)

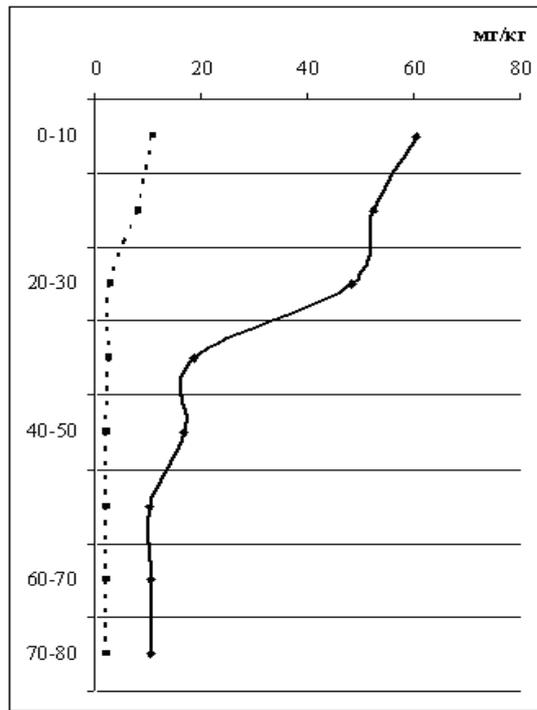


Рис. 9. Вертикальний розподіл цинку (суцільна лінія) і свинцю (пунктирна лінія) у ґрунтах селитебної урбосистеми в зоні нової забудови (лівобережні райони міста)

Висновки. Встановлено, що в підпорядкованих елементарних геохімічних ландшафтах відбувається переважно накопичення досліджуваних важких металів в ґрунтах акумулювативних елементарних геохімічних ландшафтів і збіднення вмісту цих металів у ґрунтах транселювативних елементарних геохімічних ландшафтів. Виявлено, що характер розподілу валових форм важких металів у профілі ґрунтів залежить від напрямку та інтенсивності антропогенних перетворень ґрунтів, а також від гранулометричного складу ґрунтів. Підвищені кількості всіх досліджуваних металів в ґрунтах всіх урбосистем (за винятком деяких автотранспортних) визначались у верхніх корененасичених горизонтах. Виявлено схожість характеру розподілу у профілі ґрунтів цинку, марганцю, міді та кадмію, розподіл нікелю у профілі, близький до розподілу свинцю.

Список літератури

1. Глазовская М.А. Геохимия природных и техногенных ландшафтов. – М.: Высшая школа, 1988. – 328 с.
2. Мотузова Т.В. Принципы и методы почвенно-химического мониторинга. – М.: Изд-во МГУ, 1988. – 101 с.
3. Касимов Н.С., Перельман А.И. О геохимии почв // Почвоведение. – 1992. – № 2. – С. 9–26.
4. Вертинская Г.К., Малахов С.Г., Махонько Э.П. Методика отбора проб почвы при контроле загрязнения окружающей среды металлами // Тр. ИЭМ «Загрязнение почв и сопредельных сред токсикантами промышленного и сельскохозяйственного происхождения». – 1983. – Вып. 11 (97). – С. 94–100.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 20.10.2012*

ОБОСНОВАНИЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ УСОВЕРШЕНСТВОВАННОГО ГОРИЗОНТАЛЬНОГО ОТСТОЙНИКА ДЛЯ УСЛОВИЙ ВОДООТЛИВА ДЕЙСТВУЮЩЕЙ ШАХТЫ

Подобраны основные геометрические размеры трех вариантов предложенного отстойника для очистки воды от взвешенных примесей в условиях водоотлива действующей угольной шахты. Выполнен краткий анализ эффективности их работы. По разным критериям обоснованы геометрические параметры отстойника шахтной воды, которые могут быть использованы при его проектировании. Основным критерием эффективной работы отстойника служила степень осветления сливаемой из него воды. В конечном итоге, обоснованы: наиболее рациональная начальная ширина отстойника, угол наклона его днища и углы его сужения в плане, на основе которых определены другие геометрические размеры отстойного сооружения, с учетом его производительности.

Підібрано основні геометричні розміри трьох варіантів запропонованого відстійника для очистки воды від завислих домішок в умовах водовідливу діючої вугільної шахти. Виконано стислий аналіз ефективності їхньої роботи. За різними критеріями обґрунтовано геометричні параметри відстійника шахтної води, які можуть бути використані при його проектуванні. Основним критерієм ефективної роботи відстійника служив ступінь освітлення води, що зливається з нього. В остаточному підсумку, обґрунтовано: найбільш раціональна початкова ширина відстійника, кут нахилу його днища й кути його звуження в плані, на основі яких визначено інші геометричні розміри відстійної споруди, з урахуванням його продуктивності.

The main geometrical sizes of the three variants of proposed sedimentation tank for water treatment from suspended solids in conditions of water drainage of the existing coal mine are selected. A brief analysis of the effectiveness of their work is executed. By different criteria substantiated the geometric parameters of sedimentation tank mine water treatment, which can be used in its design. The main criterion of effective operation of sedimentation tank is the degree of water treatment. In the end, substantiated: the most rational initial width of the sedimentation tank, the angle of inclination of its bottom and angles its narrowing in the plan, on the basis which are determined of other geometric sizes of the settling tanks, consistent with its performance.

Для очистки шахтной воды от грубодисперсных примесей и частиц органических загрязнений без какой-либо предварительной обработки на предприятиях угольной промышленности Украины широко используются горизонтальные отстойники. Они характеризуются относительно низкой эффективностью очистки из-за высокой горизонтальной скорости движения воды, при которой поток турбулизируется, что препятствует осаждению частиц взвеси. Повысить эффективность осветления воды в отстойнике можно путем обеспечения ламинарного режима ее течения и ускорения процесса гравитационного осаждения частиц. Для этого авторами предложен оригинальный отстойник, который характеризуется отсутствием «застойных» зон и более равномерным распределением скорости потока по всей площади поперечного сечения [1]. Достигнуто это за счет переменной формы сечения отстойника, изменяющегося от не глубокого, но широкого, в области впуска очищаемой воды, до узкого, но глубокого, – в области слива, а также за счет установки перфорированных перегородок, которые обеспечивают ламинарный режим течения жидкости.

Процесс выпадения взвешенных частиц различного вещественного и дисперсного состава в осадок и влияние различных гидравлических факторов на режим работы предложенного отстойника изучался авторами на физической модели в виде действующего макета [2, 3]. Как выявлено, конструкция отстойника обеспечивает увеличение коэффициента его объемного использования (K_{set}) в 1,6-1,8 раз, по сравнению с аналогичным показателем для традиционных отстойных сооружений, который практически не превышает 0,5. Наличие же перфорированных перегородок, последовательно установленных в разных сечениях отстойника, разбивают поток осветляемой воды на множество отдельных ламинарных струй и способствуют интенсивному гравитационному осаждению частиц взвеси на наклонное дно. Поэтому, эффективность процесса очистки (осветления) сточной воды повышается практически вдвое, по сравнению с традиционными отстойниками.

Учитывая вышеизложенное, ставилась задача подобрать геометрические параметры предлагаемого отстойника таким образом, чтобы обеспечить режим течения осветляемой жидкости в отстойнике, при котором ожидаемая эффективность очистки воды применительно к условиям водоотлива действующей шахты была наивысшей.

Как показано в [1], главным отличием предложенной конструкции отстойника от традиционных сооружений механической очистки сточных вод от взвешенных веществ является то, что корпус отстойника выполнен в виде желоба с наклонным дном (рис. 1), который от места впуска воды 1 сужается по направлению к сливному отверстию 2, при одновременном увеличении глубины. Поскольку корпус установлен на опоре с наклоном днища в сторону сливного отверстия, это обеспечивает сползание осадка, выпадающего в процессе осветления на дно в самую глубокую часть отстойника, к отверстию 3. Оттуда образовавшийся ил может периодически сливаться без остановки работы сооружения. При этом по мере продвижения воды от места ее впуска, в области наиболее широкой части желоба взвешенные частицы оседают на все большую глубину. Поэтому в области слива образуется достаточно высокий слой осветленной воды, что позволяет сливать ее с минимальным захватом ила, который собирается ближе к днищу отстойника. В конечном итоге, повышается эффективность процесса осветления (очистки) сточной воды в целом.

Очевидно, что для обеспечения эффективной работы предложенного отстойника важно подобрать его основные геометрические параметры, а затем по возможности оптимизировать их с учетом реальных условий очистки воды от взвешенных примесей в производственных условиях, в частности в условиях водоотлива угольной шахты по критериям которые будут рассмотрены ниже.

Выбор геометрических параметров отстойника для последующего анализа. К основным геометрическим параметрам предложенного горизонтального отстойника для реализации в натуральных условиях следует отнести угол наклона днища корпуса к горизонтальной плоскости – α и углы сужения корпуса – β , которые определяют конечную ширину – B_K в зависимости от начальной – B_0 и общую длину отстойника – $L_{общ}$. Причем параметр B_0 определяет габаритные размеры отстойника в плане, а с учетом углов α и β , его глубину и длину.

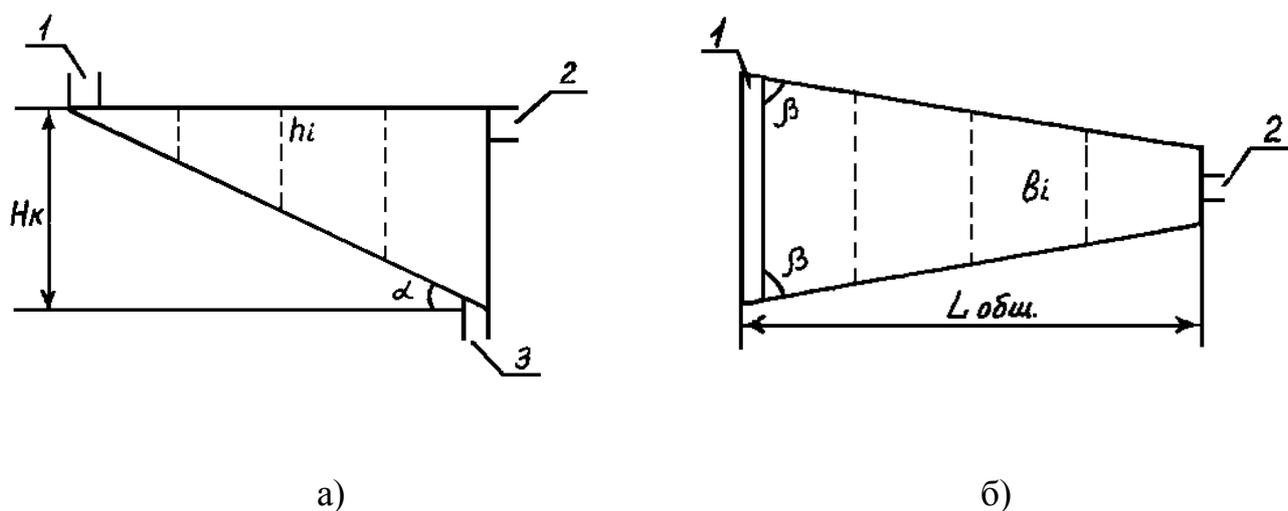


Рис. 1. Схема горизонтального отстойника усовершенствованной конструкции:
а – вид сбоку; б – вид сверху

Кроме того, важно установить связь между перечисленными параметрами и технологическими показателями, а именно: коэффициентом использования объема проточной части отстойника – K_{set} , временем пребывания в нем осветляемой жидкости – t_2 и эффективностью очистки шахтной воды от взвешенных частиц – P . Для этого предложено проанализировать три варианта отстойников, геометрические размеры которых принимались с учетом объемов осветляемой воды и характерных габаритов существующих шахтных сооружений для очистки воды от взвешенных частиц, а затем выбрать наиболее приемлемый по эффективности очистки вариант. При этом были ориентировочно рассчитаны и приняты одинаковые для трех вариантов: начальная ширина $B_0=10$ м и высота $H_K=11,5$ м отстойника при длине $L_{общ}=20$ м – для первого и второго вариантов, с увеличением $L_{общ}$ до 24 м – в третьем варианте, для обеспечения запаса по объему очищаемой воды. Угол α для первых двух вариантов тоже выбирался около 30° . По априорным данным такая величина угла обеспечивает свободное сползание ила по днищу наклонного желоба. Несколько уменьшенное значение этого угла было принято в третьем варианте для обеспечения упомянутого выше запаса по объему. Кроме того, три раза варьировался угол β , тангенс которого задавался 8, 10 и 12, что определило конечную ширину отстойника (B_K) соответственно 5, 6 и 6 м в каждом варианте. Во всех вариантах по всей длине отстойника предложено по конструктивным соображениям установить 7 перфорированных поперечных вертикальных перегородок. Поэтому расстояния между ними – L_i , м, определялись их числом при равномерном распределении по длине, причем перфорацию перегородок предложено выполнить в виде круглых отверстий. Принятые или вычисленные значения геометрических параметров отстойника для трех вариантов сведены в табл. 1.

Определение коэффициента использования объема проточной части вариантов отстойника. Коэффициент использования объема проточной части

Таблица 1. Геометрические параметры предлагаемых вариантов отстойника

Параметры отстойника	Значения геометрических параметров для трех вариантов		
	I вариант	II вариант	III вариант
Общая длина $L_{общ}$, м	20	20	24
Начальная ширина B_0 , м	10	10	10
Конечная ширина B_K , м	5	6	6
Конечная высота H_K , м	11,5	11,5	11,5
$tg \alpha$ (угол α)	0,575 ($\alpha=29^{\circ}54'$)	0,575 ($\alpha=29^{\circ}54'$)	0,4792 ($\alpha=25^{\circ}36'$)
$tg \beta$ (угол β)	8 ($\beta=82^{\circ}53'$)	10 ($\beta=84^{\circ}18'$)	12 ($\beta=85^{\circ}15'$)
Расстояние между перегородками L_i , м	2,5	2,5	3

(K_{set}) отстойника, характеризующий его гидравлическую эффективность, определяем по формуле:

$$K_{set} = \frac{W_{акт}}{W_{геом}}, \quad (1)$$

где $W_{акт}$ – объем активной зоны отстойника, m^3 ; $W_{геом}$ – общий геометрический объем отстойника, m^3 .

Значения коэффициента K_{set} для предлагаемых вариантов отстойника – I, II и III составили соответственно: 0,942; 0,944; 0,944.

Очевидно, что рассчитанные коэффициенты использования объема проточной части, можно считать практически одинаковыми для рассматриваемых вариантов. Они, примерно в 1,9 раза больше аналогичных показателей для традиционных отстойных сооружений, для которых $K_{set} \approx 0,5$ [4]. Уместно отметить, что использование объема проточной части обеспечивается также рациональным впуском сточной воды в отстойники и выпуском осветленной, что требует конструктивной проработки этих узлов.

Определение геометрических параметров перегородок. Общую высоту i -той перегородки (h_i^o , м) отстойника определяем по формуле:

$$tg \alpha = \frac{h_i^o}{L_i}. \quad (2)$$

где L_i – расстояние от места впуска сточной воды до i -той перегородки, м.

Рабочую высоту i -той перегородки (h_i^p , м) рассчитываем без учета высоты борта отстойника, которая согласно рекомендациям [4] должна составлять 0,3 м, тогда $h_i^p = h_i^o - 0,3$.

Ширину i -той перегородки (b_i , м) усовершенствованного отстойника определяем по формуле:

$$b_i = 2 \cdot \left(\frac{L_i}{tg \beta} \right) + B_K, \quad (3)$$

где в этом случае L_i – расстояние от i -той перегородки до задней торцевой стенки отстойника, м.

Рабочую площадь (S_i^p , м²) i -той перегородки определяем по формуле:

$$S_i^p = b_i \cdot h_i^p. \quad (4)$$

Результаты расчета для каждой из семи перегородок сведены в табл. 2.

Таблица 2. Геометрические параметры перегородок предлагаемых вариантов отстойника

Параметры	Значения геометрических параметров каждой из семи перегородок и крайней торцевой стенки, согласно вариантам							
	1	2	3	4	5	6	7	торцевая стенка
для всех вариантов								
Общая высота, h_i^o , м	1,44	2,9	4,3	5,75	7,2	8,6	10,1	11,5
Рабочая высота, h_i^p , м	1,14	2,6	4,0	5,45	6,9	8,3	9,8	11,2
для I варианта								
Ширина, b_i , м	9,4	8,75	8,13	7,5	6,88	6,25	5,63	5
Рабочая площадь, S_i^p , м ²	10,72	22,75	32,52	40,88	47,47	51,88	55,17	56
для II и III варианта								
Ширина, b_i , м	9,5	9,0	8,5	8,0	7,5	7,0	6,5	6,0
Рабочая площадь, S_i^p , м ²	10,83	23,4	34	43,6	51,75	58,1	63,7	67,2

Как видим, от впуска сточной воды (перед перегородкой 1) до выпуска осветленной жидкости в области крайней торцевой стенки, наблюдается постепенное увеличение рабочей площади перегородок, что приводит к соответствующему снижению скорости потока в каждом последующем сечении. Это, наряду с соответствующим образом подобранными диаметрами отверстий в перегородках, обеспечивает ламинарное течение осветляемой воды и способствует более интенсивному гравитационному осаждению частиц взвеси. При этом во втором и третьем варианте площадь увеличивается в большей мере, по сравнению с первым.

Определение гидравлических параметров отстойника в условиях водоотлива действующей шахты. Расчет гидравлических параметров перегородок необходимо начать с определения суммарной площади отверстий (F_i , м²) i -той перегородки, через которые движется очищаемая вода вдоль отстойного сооружения. Выполним его по формуле:

$$F_i = S_i^p \cdot k, \quad (5)$$

где k – коэффициент пропускания воды через сечения перегородок в расчете на 1 м² их рабочей площади при заданном диаметре d отверстий (табл. 3) [5].

Таблица 3. Значения коэффициента k , соответствующие диаметру d отверстий в перегородках [5]

Диаметр отверстия d , см	2,5	3	3,6	4	5	6	7	8	9	10
Значения коэффициента k	0,629	0,629	0,666	0,685	0,674	0,685	0,694	0,685	0,706	0,685

Величина шахтного водоотлива является следующим показателем, на основании которого проводится дальнейший расчет гидравлических параметров предлагаемых вариантов отстойника. Количество шахтной воды (Q , м³/с), извлекаемой из недр в процессе производственной деятельности, например, шахтой «Степная» ПАТ «ДТЭК Павлоградуголь» составляет 708,8 тыс. м³/год (0,0225 м³/с) [6].

По значению Q и расчетной суммарной площади отверстий – F_i , с учетом задаваемых диаметров отверстий в перегородках и соответствующих значений коэффициента k , определяем величину расхода очищаемой воды – q_i в расчете на 1 м² рабочей площади перегородки по формуле:

$$q_i = \frac{Q}{S_i^p \cdot k} = \frac{Q}{F_i} \quad (6)$$

На этом этапе необходимо определить значения чисел Рейнольдса (Re) для задаваемых диаметров отверстий, которые обеспечивают ламинарный режим течения очищаемой воды с учетом величин ее расхода. Для этого воспользуемся номограммами изменения чисел Рейнольдса (Re), рассчитанных ранее [5]. При этом установлено, что границей ламинарного режима течения воды является условие $Re_{кр} \leq 500$ [7].

Как показали расчеты, для расхода воды, приходящемуся на 1 м² рабочей площади перегородки, условию $Re_{кр} \leq 500$ отвечают все выбранные (рекомендуемые) диаметры отверстий перегородок в диапазоне $d=2,5-10$ см. Это означает, что режим течения потока осветляемой жидкости, проходящей по сечению отстойного сооружения, при задаваемом диаметре отверстий перегородок и величине шахтного водоотлива, является практически ламинарным.

Определение времени прохождения взвешенных в воде частиц по сечению отстойника при задаваемых диаметрах отверстий в перегородках. Время прохождения взвешенных частиц по сечению отстойника – t_2 , ч, при задаваемом диаметре отверстий перегородок и величине шахтного водоотлива определяем по формуле:

$$t_2 = \frac{L_i \cdot S_i^p \cdot k}{Q} \quad (7)$$

Здесь L_i – расстояние от места впуска сточной воды до i -той перегородки, м.

Результаты расчета сведены в табл. 4.

Анализ данных табл. 4 показывает, что для притока воды $Q=0,0225$ м³/с (708,8 тыс. м³/год) при варьировании диаметра отверстий перегородок в пределах 2,5-10 см время прохождения взвешенных частиц по сечению отстойника будет максимальным для $d=9$ см и составит 9,8 ч – для варианта I и соответственно 11,7 и 14,1 часа – для вариантов II и III.

Таблица 4. Время прохождения частиц взвеси по сечению для трех вариантов отстойника, в зависимости от задаваемых диаметров отверстий в перегородках

Вариант отстойника	Время прохождения частиц взвеси – t_z , ч, при задаваемых диаметрах отверстий – d (см)									
	2,5	3	3,6	4	5	6	7	8	9	10
I	8,7	8,7	9,2	9,5	9,3	9,5	9,6	9,5	9,8	9,5
II	10,4	10,4	11,1	11,4	11,2	11,4	11,5	11,4	11,7	11,4
III	12,5	12,5	13,3	13,6	13,4	13,6	13,8	13,6	14,1	13,6

Таким образом, для условий водоотлива действующей шахты в предлагаемом отстойнике рекомендуется устанавливать перегородки с диаметром отверстий в них $d=9$ см. В этом случае, скорость потока в сечениях перегородок будет наименьшей, а время прохождения взвешенных частиц по длине отстойного сооружения наибольшим. Это важно для обеспечения требуемого гидравлического режима отстойника, а значит и эффективного гравитационного осаждения частиц взвеси.

Физическое моделирование процесса осаждения частиц взвешенных веществ в отстойнике. Исходными данными для проектирования отстойников служат динамические кривые осаждения взвешенных веществ. Их получают экспериментальным путем. Фактически, – это зависимости между продолжительностью отстаивания и количеством выпавших в осадок за это время частиц взвеси. Далее определяют скорость оседания частиц, которую еще называют гидравлической крупностью, на основе кинетики их выпадения в осадок. Определение времени оседания частиц проводят экспериментально, путем отстаивания сточной воды в статических условиях в слое высотой h , как правило, отличающемся от действительной высоты отстаивания в отстойнике H_i . Поэтому для приведения полученных результатов к натурным следует производить пересчет по формуле:

$$\frac{t}{T_i} = \left(\frac{h}{H_i} \right)^n, \quad (8)$$

где h и H_i – соответственно высота цилиндра-седиментатора и переменная глубина проектируемого отстойника, м; t и T_i – соответственно продолжительность отстаивания в цилиндре и отстойнике переменной глубины, с; n – показатель степени, характеризующий способность частиц к агрегации при отстаивании в покое (для шахтной воды $n=0,35$ [8]).

Имея результаты экспериментальных данных кинетики выпадения взвешенных частиц, в зависимости от изменения продолжительности процесса отстаивания [3], можно перейти к расчету скорости осаждения (гидравлической крупности) частиц взвеси в стационарных условиях при высоте уровня воды, равной рабочим глубинам перегородок предлагаемого отстойника ($H_i=h_i^p$). Для этого определяем продолжительность отстаивания сточной воды – T_i , с, в предлагаемом отстойнике при достижении одинакового (постоянного) эффекта осветления (очистки) и переменной высоте уровня воды по формуле:

$$T_i = t \cdot \left(\frac{H_i}{h} \right)^n \quad (9)$$

По вычисленным значениям – T_i и, соответствующим этому времени количествам выпавших в осадок частиц взвеси – P , построены кривые выпадения взвешенных веществ на глубинах, соответствующих рабочим высотам перегородок отстойника (рис. 2, а, кривые 2-9). Кривая 1 характеризует продолжительность отстаивания частиц взвешенных в воде веществ в стационарных условиях при высоте лабораторного цилиндра-седиментатора $h=0,54$ м.

С помощью полученных кривых выпадения взвешенных веществ, определяем расчетные скорости осаждения частиц взвеси или их гидравлическую крупность, при которых обеспечивается заданный эффект осветления воды, по формуле:

$$U_0 = \frac{H_i}{T_i} \quad (10)$$

Рассчитанные значения – U_0 , мм/с, характеризуют режим осаждения взвеси, т.е. осветления воды в отстойнике натуральных размеров. На рис. 2, б, приведены зависимости эффекта осветления очищаемой воды – P , содержащих взвешенные вещества, от параметра U_0 .

Определение расстояния, на котором частицы взвешенных веществ различной гидравлической крупности выпадут на дно отстойника. Расстояние, на котором частицы взвешенных веществ выпадут на дно анализируемых вариантов отстойника при задаваемом эффекте очистки – P , %, (путем изменения величины гидравлической крупности частиц взвеси – U_0) и указанной выше рабочей высоте перегородок h_i^p для $k=0,706$, соответствующему диаметру отверстий перегородок $d=9$ см, определяем по формуле:

$$L = \frac{b_i}{4 \cdot ctg\beta} - \sqrt{\left(\frac{b_i}{4 \cdot ctg\beta} \right)^2 - \frac{Q}{2 \cdot k \cdot U_0 \cdot ctg\beta}} \quad (11)$$

Результаты вычислений целесообразно представить в виде графических зависимостей изменения глубины осаждения частиц взвеси различной гидравлической крупности от расстояния, на котором они выпадут на дно отстойного сооружения при задаваемом эффекте очистки и высоте его перегородок для параметров анализируемых вариантов отстойника, которые представлены на рис. 3, а-в.

Воспользовавшись полученными зависимостями, можно определить глубину осаждения частиц взвеси различной гидравлической крупности – h_i , м, в месте выпуска осветленной жидкости в водосливной карман, расположенный на задней торцевой стенке предлагаемых вариантов отстойника, (при заданной общей длине отстойных сооружений $L_{общ}$). Указанная глубина при задаваемой эффективности очистки шахтной воды и общей длине отстойных сооружений представлены в виде семейства зависимостей на рис. 3, г.

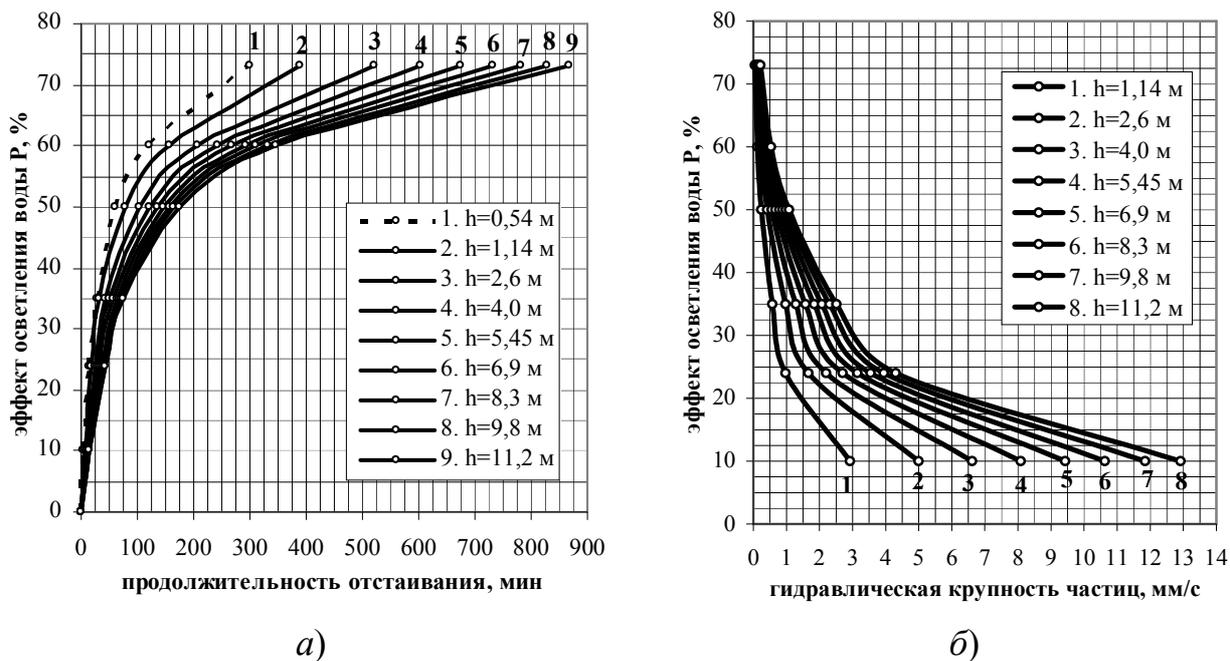


Рис. 2 – Зависимости изменения эффекта осветления воды, содержащей взвешенные вещества: а) – от продолжительности процесса отстаивания; б) – от скорости осаждения частиц взвеси, при разных значениях высоты уровня воды в отстойнике

Полученные на рис. 3, з, зависимости удобно для последующих расчетов и экстраполяции представить трендами в виде полиномов второго порядка:

- для I варианта отстойника:

$$y = -0,0037 \cdot x^2 + 0,112 \cdot x + 10,068, R^2 = 0,9895; \quad (12)$$

- для II варианта отстойника:

$$y = -0,0025 \cdot x^2 + 0,0644 \cdot x + 10,502, R^2 = 0,9923; \quad (13)$$

- для III варианта отстойника

$$y = -0,0041 \cdot x^2 + 0,1662 \cdot x + 9,508, R^2 = 0,9227. \quad (14)$$

Здесь y – глубина осаждения частиц h_i , м, а x – эффективность осветления P , %.

Имея эти зависимости, можно определить ожидаемый эффект осветления (очистки) воды, а затем и гидравлическую крупность частиц, которые оседают с этой эффективностью. Так, ожидаемый эффект осветления шахтной воды при проектировании предлагаемых вариантов отстойника – I, II и III составит соответственно: 69, 78 и 72%. Эти значения P , %, получены путем экстраполяции трендов (12), (13) и (14). Гидравлическая крупность частиц U_0 , оседающих с заданной эффективностью, определяется на основании зависимостей, представленных на рис. 2, б, и у задней торцевой стенки отстойника, т.е. в наиболее глубокой части отстойника при $H_K=11,2$ м, составляет: 0,29, 0,165 и 0,242 мм/с, соответственно.

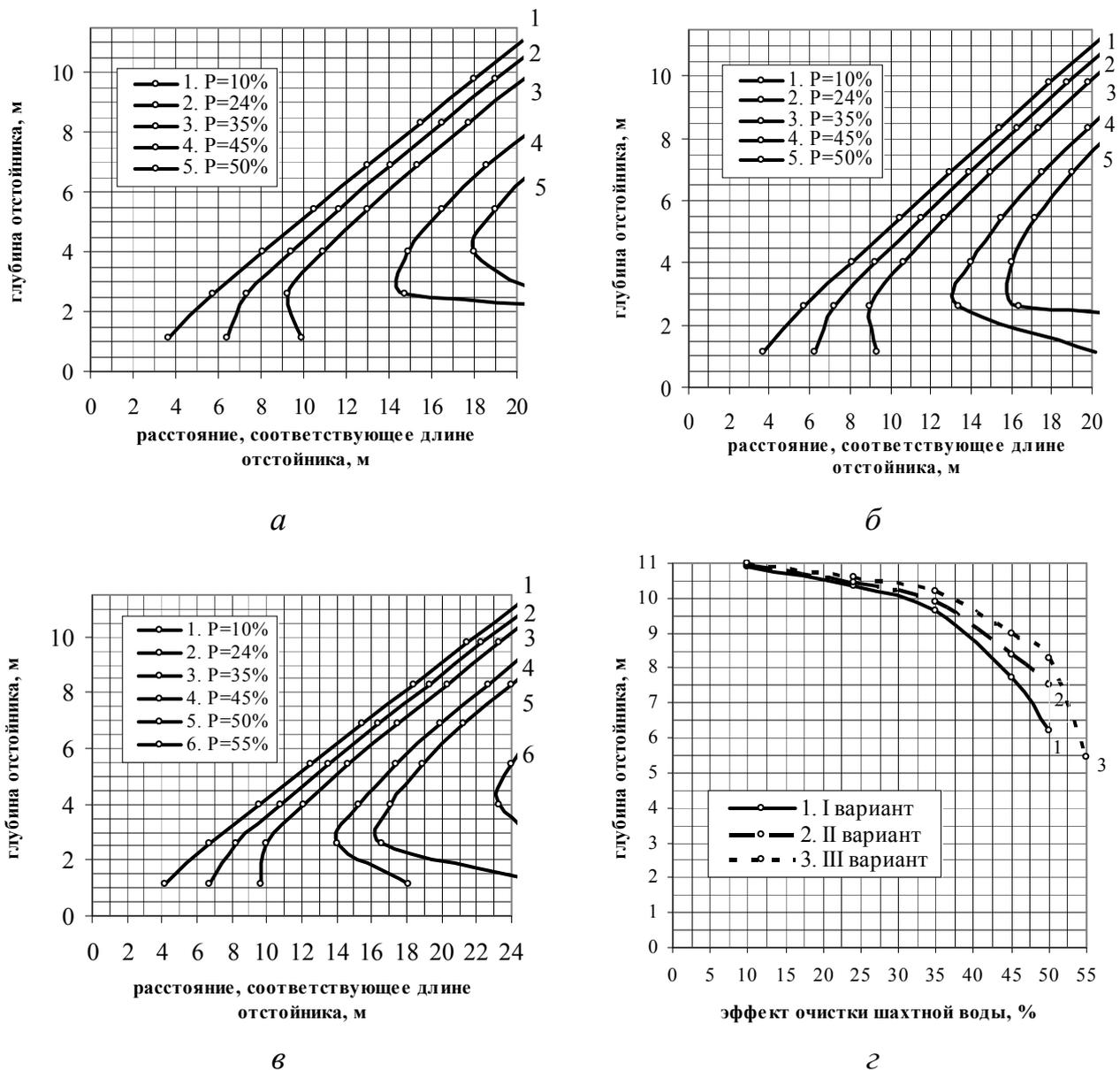


Рис. 3 – Зависимости изменения глубины осаждения частиц взвеси различной гидравлической крупности от расстояния L при заданном эффекте очистки и высоте уровня воды предлагаемых отстойников (a – I вариант; $б$ – II вариант; $в$ – III вариант) и величины эффекта очистки шахтной воды при заданной общей длине отстойных сооружений (z)

При этом частицы взвешенных веществ в анализируемых вариантах отстойника окажутся на глубине h_i : 0,18, 0,32 и 0,22 м, что соответствует ожидаемому эффекту очистки 69, 78 и 72%.

Вывод: Анализ расчетных технологических параметров предлагаемых вариантов отстойника усовершенствованной конструкции, применительно к условиям водоотлива действующей шахты показал, что наилучшим по ожидаемому эффекту осветления воды, достигающему 78%, является вариант II, согласно которому при начальной ширине отстойника $B_0=10$ м, базовой для проектирования, наиболее рациональным следует считать угол наклона днища – $\alpha \approx 30^\circ$, а углы су-

ження в плані – $\beta \approx 84^\circ$, які визначають інші геометричні розміри запропонованого відстійника. При цьому рекомендований кут $\alpha \approx 30^\circ$ дозволяє мінімізувати довжину відстійника, скорочує час перебування в ньому води, і забезпечує найкраще сползання осаду до отвору для сливу іла. Кут $\beta \approx 84^\circ$ забезпечує найкращі умови осадження взвешених частинок при достатньо високому коефіцієнті використання проточної частини відстійника – 0,944, що в 1,9 рази вище, ніж для традиційних горизонтальних відстійників.

Список літератури

1. Патент на винахід № 98382 України, МПК⁸ В 01 D 21/02. Пристрій для очистки скидів від завислих речовин /Колесник В.Є., Кулікова Д.В. Заявл. 08.10.2010; Опубл. 10.05.2012; Бюл. № 9. – 6 с.
2. Горова А.І., Колесник В.Є., Кулікова Д.В. Експериментальні дослідження гідравлічного режиму діючого макету відстійника для очистки стічних вод від завислих речовин /Науковий Вісник НГУ, № 2, 2012 р. – С. 98-105.
3. Горова А.І., Колесник В.Є., Кулікова Д.В. Фізичне моделювання процесу осадження завислих речовин в діючому макеті відстійника для очистки шахтних вод /Науковий Вісник НГУ, № 3, 2012 р. – С. 92-98.
4. Проектирование сооружений для очистки сточных вод. Справочное пособие к СНиП 2.04.03-85 «Канализация. Наружные сети и сооружения». – М.: Стройиздат, 1990. – 192 с.
5. Колесник В.Є., Кулікова Д.В. Определение параметров усовершенствованного отстойника воды для условий водоотлива действующей шахты /Збірник наукових праць НГУ, № 37. – Д.: ДВНЗ „НГУ”, 2012. – С. 281-289.
6. Пономаренко П.И., Моссур П.М., Гринцова Е.А. Шахтные воды Донбасса, их охрана и использование. – Днепропетровск: Наука и образование, 1998. – 50 с.
7. Воловник Г.И. Теоретические основы очистки воды. Ч. 1. Водные загрязнения. Регенеративная очистка. – Хабаровск: ДВГУПС, 2007. – 162 с.
8. Когановский А.М., Кульский Л.А., Сотникова Е.В. и др. Очистка промышленных сточных вод. – К.: ”Техника”, 1974. – 257 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 30.10.2012*

УДК 631.41

© О. В. Ащеулова, О.В. Зберовський, Т.К. Клименко, О.А. Гаркуша

ДОСЛІДЖЕННЯ ФІЗИЧНИХ ТА АГРОХІМІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ҐРУНТІВ ПРИ ЇХ ДОВГОТРИВАЛОМУ ЗБЕРІГАННІ В БУРТАХ

У роботі наведені результати досліджень фізичних та агрохімічних властивостей чорнозему довготривалого зберігання в процесі гірничотехнічної рекультивациі.

В работе приведены результаты исследований физических и агрохимических свойств чернозема долговременного хранения в процессе горнотехнической рекультивации.

The results of researches of physical and agricultural chemistry properties of black earth of long duration storage are in-process resulted in the process of gornotekhnicheskoy rekul'tivacii.

Вступ. При видобутку корисних копалин відкритим способом відбувається вилучення сільськогосподарських та лісових угідь, змінюються природні та формуються складні техногенні ландшафти. Все це створює значні екологічні та соціальні проблеми. Багаторічні дослідження питань відновлення земель, що порушені гірничовидобувної промисловістю, виконуються вченими провідних вузів України та Росії. Повернення в народногосподарське використання порушених земель вирішується шляхом проведенням комплексу різноманітних заходів по рекультивациі [1,2,3,4].

Відомо, що ґрунтоутворення йде зі швидкістю приблизно 0,5-2 см в 100 років. Тому дбайливе відношення до ґрунту є важливою складовою природоохоронних заходів. Джерелом ґрунтових ресурсів, що використовуються при рекультивациі порушених гірничими роботами земель, є зональний ґрунтовий покрив, що знімається з порушених земель. Повнота виїмки й повторного використання ґрунту при виробництві гірничих і рекультивациійних робіт на кар'єрах є актуальним завданням у проблемі раціонального використання природних ресурсів. Знімання і зберігання родючого шару ґрунту при проведенні гірничих та геологорозвідувальних робіт є обов'язковим, а строки зберігання цього шару строго регламентуються. Але в деяких випадках на гірничодобувних підприємствах залишаються бурти невикористаних ґрунтів, терміни зберігання яких перевищують 25 років. Тому дослідження фізичних та агрохімічних властивостей і процесів, що протікають в чорноземних ґрунтах протягом тривалого зберігання у буртах, є важливою та актуальною екологічною задачею.

Метою досліджень є встановлення фізичних та агрохімічних властивостей чорноземів після тривалого зберігання, що використовуються для рекультивациі земель, порушених відкритими гірничими роботами.

Результати досліджень. Дослідження були проведені на базі Вільногірського гірничо-металургійного комбінату на складі чорнозему, що був створений у 1985 році і розташований на північному схилі балки «Скажена». Контролем слугували ґрунти, відібрані з поверхневого шару на непорушених ділянках.

Програма досліджень включала 3 етапу:

- відбір проб самохідною буровою установкою шнекового типу ПБУ-1 на глибину складу чорнозему, що становила 14,5 м;
- лабораторні дослідження фізико-хімічних властивостей ґрунтів на основі водної витяжки;
- проведення дослідження родючості ґрунтів, де в якості тест – рослин використовувались ячмінь, пшениця й овес.

На першому етапу було пробурена свердловина на усю глибину складу чорнозему та відібрано 18 проб ґрунту із застосуванням самохідної бурової установкою ПБУ-1 з пробовідбірником діаметром 135 мм та довжиною 20 см. До глибини 1,5 м проби відбиралися через інтервал 20 см, далі - через інтервал 1,0 м.

На другому етапі за допомогою лабораторних досліджень визначалися властивості ґрунтів, а саме: об'ємна вага ґрунту та питома вага твердого кістяку ґрунту, наявність іонів кальцію, хлоридів, сульфатів, сухого залишку, рН в залежності від глибини відбору проб та інші показники.

На третьому етапі визначалася родючість ґрунту методом біотестування та виявлялися кореляційні зв'язки між глибиною відбору проб та фітотоксичністю ґрунту.

Методика лабораторних досліджень включала застосування стандартних загально прийнятих лабораторних методів вивчення фізико-хімічних властивостей ґрунтів на основі водної витяжки у наступній послідовності: підготовка ґрунту до аналізу; приготування водної витяжки; визначення концентрації іонів водню (рН); визначення загальної суми водорозчинних речовин (сухий залишок); визначення вмісту іонів хлориду (Cl⁻); визначення загальної лужності; визначення загальної жорсткості водної витяжки; визначення вмісту кальцію (Ca²⁺) комплексометричним методом; визначення іонів магнію (Mg²⁺); визначення іонів сульфату (SO₄²⁻); визначення іонів калію (K⁺) і натрію (Na⁺); визначення вмісту гумусу в ґрунті титруванням; визначення типу та ступеню засолення ґрунту. Отримані результати наведені у таблиці 1.

Встановлено, що багаторічне (27 років) зберігання чорнозему в даному бурту не мало великого впливу на зміну концентрації іонів водню, хлоридів, гідрокарбонатів та іонів калію і натрію. Що стосується зміни концентрації сухого залишку, гумусу та іонів кальцію, магнію, то саме на ці показники вплив багаторічного зберігання присутній.

Відомо, що чим більше об'ємна вага твердої фази ґрунту, тим менше його пористість і більше щільність. На величину об'ємної ваги кістяка ґрунту впливають його мінералогічний і гранулометричний склад, вміст у ньому гумусу, структурність та ін. Згідно проведеному дослідженню, встановлено, що об'ємна маса кістяку ґрунту, що досліджується, фактично не залежить від глибини відбору проб на складі чорнозему.

Об'ємна вага ґрунту залежить від мінералогічних і механічних властивостей ґрунту. Але в умовах буртів, висота яких сягає 10 і більше метрів, фактором впливу є тиск ґрунтової маси. Очікуване збільшення об'ємної ваги ґрунту із глибиною відбору проб підтвердилося дослідженням: значення коливались від 1,78 г/см³ (горизонт 0 – 20см) до 2,23 г/см³ (горизонт 13,5 – 14,5 м.). Зміна об'ємної ваги ґрунту від глибини відбору проб на складі чорнозему представлені на рис. 1.

Основною властивістю ґрунту є родючість. Довгострокове зберігання ґрунту не могло не позначитися на біологічних властивостях ґрунтів, адже доступ кисню до певних горизонтів буртів є незначним або зовсім припиняється. Тому було необхідне вивчити біологічні властивості таких ґрунтів та розробити рекомендації щодо їх використання для покращення біологічної продуктивності біогеоценозів, зокрема продуктивності рослинної біомаси.

Таблиця 1 – Результати аналізу водної витяжки ґрунту після 27-річного зберігання у бурті в зоні дії Вільногірського гірничо-металургійного комбінату

Номер зразку	Глибина відбору проб ґрунту, м	рН	Сухий залишок, % або (г/100г ґрунту)	Cl ⁻		HCO ₃ ⁻		Ca ²⁺		Mg ⁺		K ⁺ +Na ⁺		Вміст гумусу, %	Сума іонів %
				мг/дм ³	%	мг/дм ³	%	мг/дм ³	%	мг/дм ³	%	мг/дм ³	%		
1	0-0,1	7,68	0,154	70,9	0,035	152,5	0,076	16,03	0,008	4,25	0,0021	96,05	0,048	0,96	0,153
2	0,2	7,83	0,14	54,94	0,027	186,05	0,093	24,04	0,012	1,82	0,0009	82,53	0,041	1,1	0,138
3	0,4	7,68	0,135	54,94	0,027	149,45	0,074	27,05	0,013	1,53	0,00076	75,27	0,037	0,86	0,132
4	0,6	7,71	0,125	56,72	0,028	118,95	0,059	24,04	0,012	1,5	0,00075	69,59	0,034	0,89	0,123
5	0,8	7,67	0,13	47,85	0,024	140,3	0,07	24,04	0,012	1,6	0,0008	73,23	0,036	0,72	0,129
6	1	7,65	0,133	51,4	0,025	140,3	0,07	34,06	0,017	2,4	0,0012	64,14	0,032	0,8	0,13
7	1,5	7,58	0,145	51,4	0,025	170,8	0,085	25,05	0,012	8,51	0,0042	71,64	0,035	0,81	0,142
8	2,5	7,7	0,134	54,94	0,027	155,55	0,077	27,05	0,013	7,29	0,0036	63,15	0,031	0,86	0,131
9	3,5	7,67	0,129	47,85	0,024	179,95	0,089	25,05	0,012	9,72	0,0048	60,1	0,03	0,98	0,127
10	4,5	7,63	0,144	70,9	0,035	149,45	0,074	21,04	0,01	17,02	0,0085	61,45	0,03	0,77	0,141
11	5,5	7,68	0,17	53,17	0,026	158,6	0,079	30,06	0,015	5,47	0,0027	86,79	0,043	0,89	0,168
12	7,5	7,77	0,16	42,54	0,021	152,5	0,076	27,05	0,013	12,16	0,006	71,31	0,035	1,01	0,159
13	8,5	7,8	0,19	58,49	0,029	179,95	0,089	28,05	0,014	9,72	0,0048	96,82	0,048	0,91	0,187
14	9,5	7,7	0,177	63,81	0,031	155,55	0,077	30,06	0,015	7,9	0,0039	87,95	0,043	1,03,	0,175
15	10,5	7,68	0,179	56,72	0,028	152,5	0,076	25,05	0,012	13,98	0,0069	84,93	0,042	0,7	0,178
16	11,5	7,64	0,185	51,4	0,025	152,5	0,076	29,05	0,014	15,8	0,0079	80,53	0,04	0,79	0,184
17	12,5	7,68	0,174	49,63	0,024	167,75	0,083	24,04	0,012	12,76	0,0063	83,74	0,042	0,83	0,171
18	14,5	7,66	0,155	56,72	0,028	152,5	0,076	24,04	0,012	10,33	0,0051	75,42	0,037	0,83	0,153

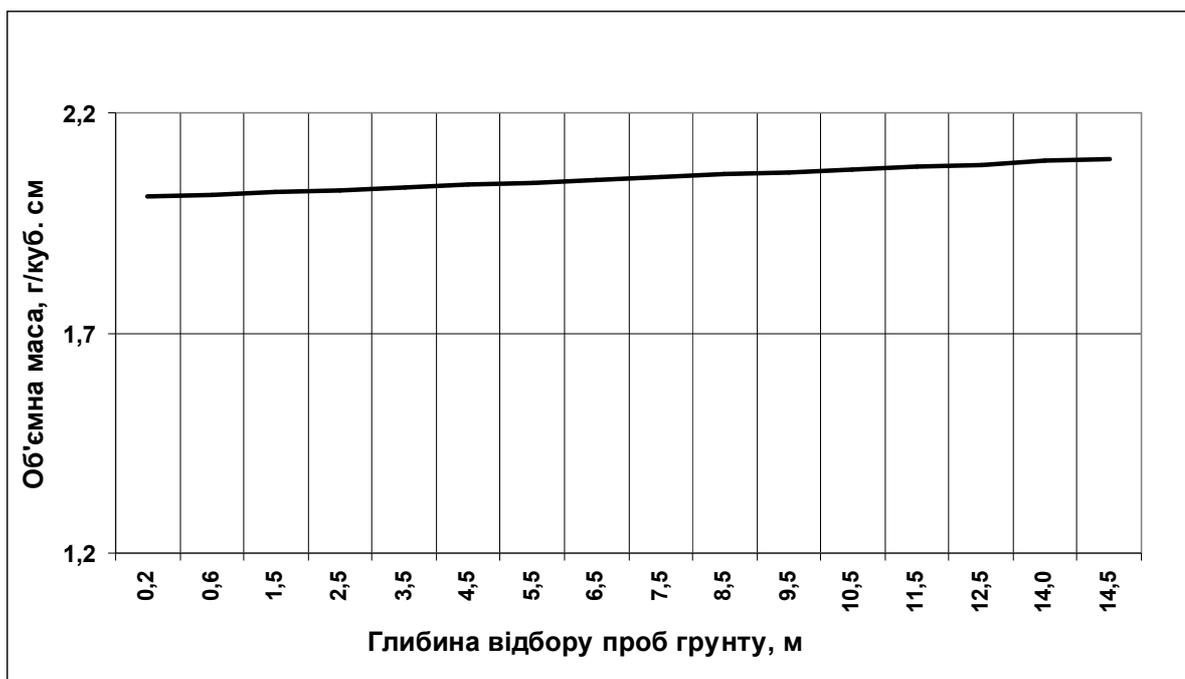


Рис. 1. Зміна об'ємної ваги ґрунту від глибини відбору проб на складі чорнозему

З використанням методів біотестування нами було проведено дослідження біологічної активності ґрунтів довготривалого зберігання у бурті. Результати досліджень представлені на рис. 2 та рис. 3.

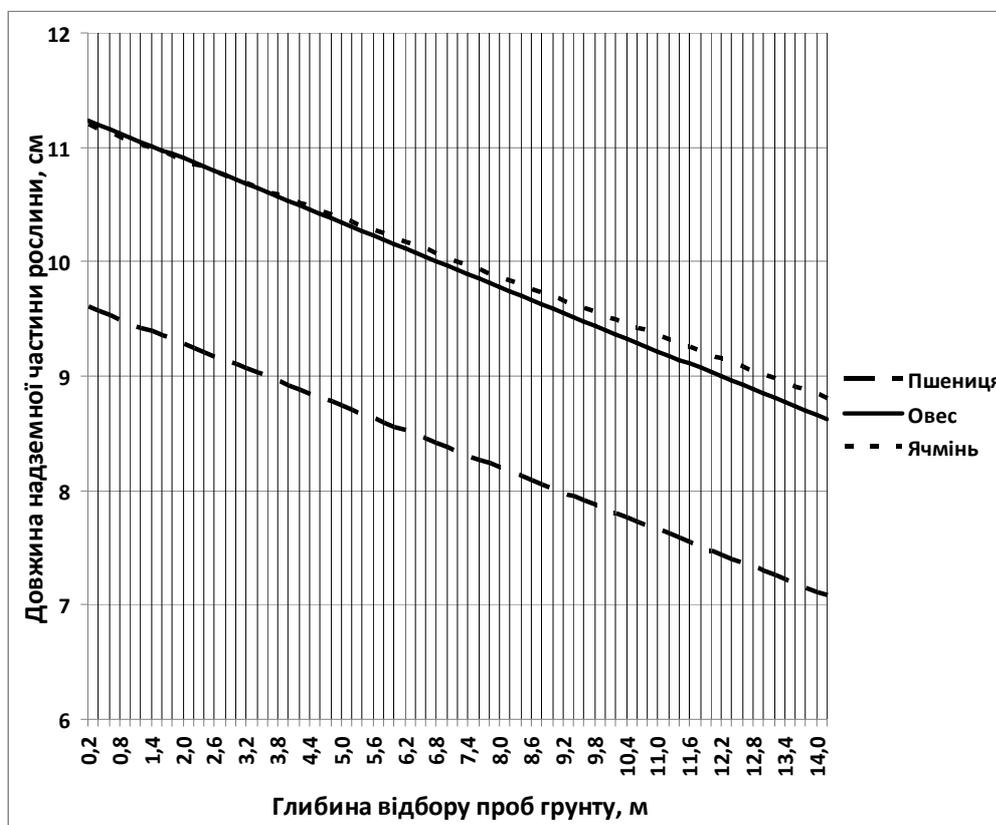


Рис. 2. Зміна довжини надземної частини рослин від глибини відбору проб ґрунту

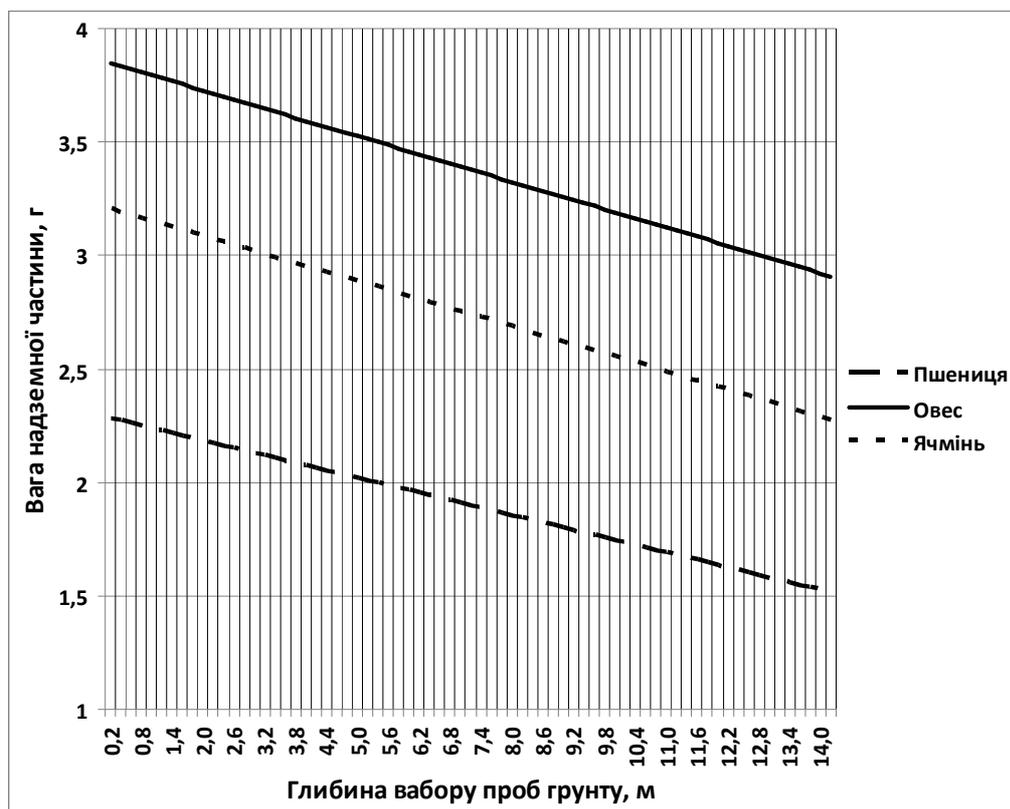


Рис. 3. Зміна ваги надземної частини рослин від глибини відбору проб ґрунту

Встановлено, що довжина надземної і підземної частин тест-рослин, які вирощувалися на відібраних ґрунтах, зменшується із глибиною відбору. Таким чином чорноземи, які зберігаються понад 27 років, мають деякі зміни фізичних та агрохімічних властивостей, котрі рекомендується враховувати при рекультивації порушених земель на кар'єрах.

Висновки.

1. До теперішнього часу практично немає достовірних даних і результатів досліджень фізичних та агрохімічних властивостей і явищ, що протікають в чорноземах при їх тривалому (25 і більше років) зберіганні на складах, в процесі гірничотехнічної рекультивації на кар'єрах України..

2. Вперше виконані дослідження фізичних та агрохімічних властивостей чорнозему на складі Вільногірського ГМК, який зберігається з 1985 року а саме: визначені концентрації іонів рН, хлориду, кальцію, магнію, сульфату, калію та натрію; визначено сухий залишок, вміст гумусу ґрунту по всьому профілю бурта; встановлено зміни об'ємної маси ґрунту та об'ємної маси кістяку ґрунту.

3. Встановлено, що багаторічне зберіганні чорнозему в даному бурту не мало великого впливу на зміну концентрації іонів водню, хлоридів, гідрокарбонатів та іонів калію і натрію. У той же час присутній вплив на зміни концентрації сухого залишку, гумусу, іонів кальцію та магнію.

4. Проведено дослідження родючості ґрунтів, де в якості тест-рослин використовувались ячмінь, пшениця та овес. Виявлено кореляційні зв'язки між глибиною відбору проб та довжиною проростків тест-рослин.

5. Виконані дослідження вказують на необхідність більш детального вивчення властивостей ґрунтів тривалого зберігання при рекультивації на кар'єрах Україні.

Список літератури

1. Рекомендации по рекультивации техногенных ландшафтов / [Кобец А.С., Узбек И.Х., Волох П.В. и др.]; под ред. И.Х. Узбека, П.В. Волоха.- Днепропетровск: Изд-во «Свидлер А.Л.», 2011.-160 с.
2. Фаткулин Ф.А., Андроханов В.А. Изменение свойств плодородного слоя почвы, складированного в целях рекультивации на угольных разрезах КАТЭКа // Тез. докл. Республ. науч. конф. "Экология и охрана почв засушливых территорий Казахстана". — Алма-Ата, 1991. — С. 216-217.
3. Техноземы: свойства, режимы, функционирование. В.А. Андроханов, С.В. Овсянникова, В.М. Курачев. — Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 2000. — 200 с.
4. Баранов Ю. Д., Зберовский А. В. Исследование физико-химических свойств черноземов при их длительном хранении в процессе горнотехнической рекультивации // Сборник научных трудов НГУ.- Дніпропетровськ: РИК НГУ.- 2010.-№35, Т.2.- С. 219 -225.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції
17.10.2012*

УДК 556.332.634

© О.В. Інкін, Д.В. Рудаков

ПРОГНОЗУВАННЯ ВПЛИВУ ЗОН ПІДВИЩЕНОЇ ПРОНИКНОСТІ ВОДОТРИВУ НА ЛОКАЛІЗАЦІЮ ПІДТОПЛЕНИХ ДІЛЯНОК

Обґрунтований спосіб дренажного захисту підтоплених територій правобережжя м. Дніпропетровська заснований на штучному збільшенні проникності водотриву під верхнім водоносним шаром та відведенні надлишкової води до нижніх горизонтів. За допомогою програми ModFlow 2009 (Schlumberger W.S.) створена гідродинамічна модель роботи системи поглинаючих свердловин в умовах природного і техногенного інфільтраційного живлення. Визначена схема оптимального розташування "фільтраційних вікон" з урахуванням рельєфу і забудованості досліджуваної території, що забезпечує локальне зниження рівня ґрунтових вод. Визначено розподіл змін рівня та складові балансу підземних вод після переведення підтоплених ділянок в режим самодренування.

Обоснованный способ дренажной защиты подтопленных территорий правобережья г. Днепропетровска основан на искусственном увеличении проницаемости водоупора под верхним водоносным пластом и отведении избыточной воды к нижним горизонтам. С помощью программы ModFlow 2009 (Schlumberger W.S.) создана гидродинамическая модель работы системы поглощающих скважин в условиях естественного и техногенного инфильтрационного питания. Определена схема оптимального расположения "фильтрационных окон" с учетом рельефа и застроенности исследуемой территории, которая обеспечивает локальное снижение уровня грунтовых вод. Определено распределение изменений уровня и

составляющих баланса подземных вод после перевода подтопленных участков в режим самодренирования.

An approach for protection of flooded areas in the right bank side of Dnipropetrovsk is justified; it is based on artificial increase in permeability of the low-permeable bed under the upper aquifer, which intensifies seepage of excessive water to the lower aquifer. The flow model for performance of the absorbing well system under natural and man-made infiltration recharge is developed using the software ModFlow 2009 (Schlumberger WS). The optimal placing of "permeable windows" is determined that takes into account relief features and building locations within the studied area; this provides the maximum sinking of groundwater head. The distribution of groundwater head and its balance components after transition of the flooded areas in the self-drainage mode are evaluated.

Проблема та її зв'язок з практичними завданнями. Підтоплення на територіях сотень населених пунктів України значно активізується у весняний період. Десятки років не ремонтвані зливостоки і каналізаційні колектори, як правило, вже не здатні витримати різкого збільшення атмосферних опадів. В результаті цього перезвожуються ґрунти та підвищується рівень підземних вод. Це призводить до зрушення схилів балок, затоплення підвалів або подвір'їв житлових будинків, а в кінцевому підсумку – до порушення стійкості природного середовища.

Проблема підтоплення території Дніпропетровська з'явилася кілька десятиліть тому і з часом тільки загострюється. Аналіз палеогідрогеологічної обстановки території міста, динамічного режиму ґрунтових вод і стану їх балансу свідчать про складність механізму формування процесу підтоплення. У сучасному вигляді підтоплення міської території – достатньо розвинене явище, яке спостерігається практично усюди, як на ділянках з пониженим рельєфом і проникними піщаними ґрунтами (лівобережжя і нижні тераси правобережжя), так і в межах районів правобережжя з більш високими позначками земної поверхні, складених слабопроникними лесовими суглинисто-супіщаними породами.

Результати досліджень підтоплення свідчать про значну і прогресуючу ураженість міської території. Так, площі з глибиною залягання ґрунтових вод до 3 метрів, тобто практично підтоплені землі у межах промислових і забудованих ділянок міста, займають 9421 га (33% від загальноміської території), у тому числі по правобережжю – 2983 га (17% територій правобережжя), по лівобережжю – 6437 га (55%) [1]. У підтопленому стані знаходиться значна територія житлових масивів Перемога, Червоний Камінь, Комунар, Парус, Тополя. При збереженні існуючого водного балансу і з посиленням техногенної інфільтрації зростання рівня ґрунтових вод триватиме і надалі.

Аналіз досліджень. Незважаючи на відповідні прогностні оцінки, які були дані ще на початку 90-х років минулого століття, комплексні заходи, спрямовані на запобігання розвитку підтоплення в Дніпропетровську, не проводилися у повному обсязі і не дали очікуваних результатів. У 1998 р., коли ситуація з підтопленням стала катастрофічною, були ініційовані і розроблені такі документи: "Комплексна програма ліквідації наслідків підтоплення територій в містах і селищах України" (затверджена Постановою Кабінету

Міністрів України № 160 від 15 лютого 2002 р.) і "Комплексна програма захисту від шкідливої дії вод сільських населених пунктів і сільськогосподарських угідь в Україні" (затверджена Постановою Кабінету Міністрів № 173 від 26 липня 2000 р.). Програми захисту від підтоплення виявилася недостатніми, оскільки у більшості випадків в їх рамках передбачалися тільки аварійно-відновні роботи, а не заходи, спрямовані на запобігання виникнення і збільшення підтоплення. Так, за повідомленнями прес-служби Дніпропетровської міської ради для ліквідації наслідків весняного підтоплення на території міста планувалось задіяти 177 насосів підрозділів МНС України і реконструювати пошкоджені об'єкти водного господарства (дощо-приймальні колодязі, зливові системи і колектори). Проте, незважаючи на запропоновані заходи, до теперішнього часу 22 км² території міста знаходяться під ризиком затоплення весняними паводками [2].

Постановка завдання. Аналіз існуючих програм свідчить про необхідність їх удосконалення шляхом забезпечення робіт, пов'язаних із попередженням підтоплення та його наслідків, а також узгодження відповідних заходів на державному, регіональному і місцевому рівнях. У зв'язку з цим метою роботи є виявлення зон з небезпечно високим рівнем ґрунтових вод і обґрунтування параметрів дренажних споруд які мають забезпечити тривалий ефект самодренування підтоплених ділянок.

Досягнення цієї мети вимагає рішення наступних завдань: 1) виконати кількісну геолого-гідрогеологічну оцінку чинників підтоплення на території м. Дніпропетровська; 2) визначити підтоплені ділянки, де застосування запропонованого дренажу матиме найбільший ефект; 3) обґрунтувати ефективність спорудження і розробити рекомендації ефективного використання поглинаючих свердловин.

Викладення матеріалу та результати. Запропонований в проекті спосіб дренажного захисту пропонується для території житлового масиву Тополя-1, режим рівня ґрунтових вод на якому характеризується як техногенно-порушений з чітко вираженою тенденцією до підйому. Величина інфільтраційного живлення за рахунок техногенезу місцями збільшена до 800 мм/рік. З моменту освоєння території рівень ґрунтових вод піднявся на 13-18 м. При цьому на початку будівництва він знаходився на глибині 19-23 м, а зараз вже знаходиться на глибині 2-3 м. Незважаючи на загальний підйом рівня на досліджуваній території, зміна його положення відбувається по різному на різних ділянках. При цьому виділяються особливо небезпечні ділянки з глибиною залягання підземних вод до 1 м, що вимагають першочергового дренажного захисту.

Житлової масив Тополя-1 розташований в межах вододільній частини між р. Дніпро і балкою Попова, на схилі останньої. Абсолютні позначки поверхні землі – 101-158м. В геологічному відношенні вона представлений відкладеннями четвертинної, неогенової і палеогенової систем.

Палеогенові відкладення розкриті в тальвегу б. Попова на абсолютних позначках 54,5-56,3 м. Представлені вони зеленувато-сірими алевритами потужністю 9-10 м з великим вмістом черепашки і твердої, темно-сірої глини. Вище па-

леогенових відкладень в межах ділянки повсюдно поширені неогенові полтавські піски від сірих до білих, місцями кварцові, дрібнозернисті та однорідні. Абсолютні відмітки покрівлі пісків 81,4-88,1 м. Над пісками залягають неогенові глини від світло-сірого до білого кольору, їх потужність змінюється від 5 до 12 м.

Відкладення четвертинної системи залягають на відкладах неогену. Потужність їх на вододілі 35-50 і більше метрів, в тальвегу б. Попова – 11-14,5 м. Характерною особливістю четвертинних відкладень є чергування шарів лесу з лесоподібними суглинками і супіщаними ґрунтами. Ґрунтово-рослинний шар розвинений повсюдно, за винятком бортів балки.

Перший водоносний горизонт приурочені до четвертинних відкладень. Водовміщуючі породи – леси і суглинки. Потужність водоносного горизонту максимально складає 25-27 м та визначається прийнятим положенням відносного водотриву, яким є неогенові глини. Водоносний горизонт безнапірний, ухил рівня – в бік б. Попова. Напрямок потоку збігається із загальним нахилом водотриву. Коефіцієнти фільтрації змінюються від 0,01 до 1,2 м/добу. Природне інфільтраційне живлення становить 6-18 мм/рік. Розгрузка підземних вод – в струмок б. Попова, в нижній водоносний горизонт, а також шляхом випаровування і транспірації.

Другий від поверхні водоносний горизонт приурочений до полтавських пісків, нижче яких залягають темно-сірі глини. Площа водоносного горизонту залежить від наявності та площі глин в підшві пісків, а також від водопроникності порід покрівлі, через які відбувається перетік ґрунтових вод. Потужність водоносних пісків 8-12 м. Водоносний горизонт напірно-безнапірний. Абсолютні позначки рівня 92,3-113,67 м. Коефіцієнт фільтрації пісків становить 1,32 м/добу.

Аналіз геолого-гідрогеологічних умов показує, що при прогнозуванні гідрогеологічної обстановки в умовах пропонованого дренажного захисту розрахункова схема має бути представлена двома водоносними горизонтами: четвертинних (перший) і неогенових відкладень (другий). Матеріал, що фільтрує, в стволах вертикальних поглинаючих свердловин являється водонасиченим ($K = 30 \div 50 \text{ м/сут}$). Оскільки коефіцієнт фільтрації матеріалу значно більше коефіцієнту фільтрації глин, той рух води в ньому відбувається тільки у вертикальному напрямку, завдяки чому увесь дренажний стік повністю надходить до нижнього горизонту.

На рис. 1 наведена схема поглинаючої свердловини, дренуючий ефект якій оцінюється фільтраційною витратою через поперечний переріз ствола площею $F = \pi r_0^2$. З точки зору екологічної безпеки принципова допустимість такого скидання є припустимою з урахуванням фактичної експлуатації нижнього водоносного горизонту і підтверджується даними про хімічний склад і якість підземних вод першого горизонту. Слід зауважити, що другий горизонт наразі не використовується для водопостачання міста.

Створення фільтраційних вікон може бути здійснене з допомогою буріння свердловин стандартного діаметру ударно-канатним чи роторним способом і подальшим їх розширенням у водотривкому шарі відомими у буровій справі

методами [3]. В той же час, раціональнішим є використання запропонованого і запатентованого автором пристрою для розширення свердловин [4]. Цей пристрій, завдяки введенню додаткового породоруйнівного органа, забезпечує одночасно буріння та розширення свердловини, і за рахунок цього – зниження матеріальних витрат і часу, необхідного для проведення робіт.

Ефективність запропонованого способу захисту території була обґрунтована прогнозними моделюваннями змін рівня підземних вод у разі устаткування поглинаючих свердловин на небезпечних ділянках житлового масиву Тополя. Методика чисельного моделювання фільтрації підземних вод, яка використовувалась при дослідженнях, ґрунтується на скінченно-різницевому розв'язку рівняння планової неусталеної фільтрації у шаруватій товщі порід [5]. Розв'язок рівнянь був проведений за допомогою ліцензійного програмного забезпечення «MODLOW v. 4.5» (Schlumberger Water Services, Канада), призначеного для моделювання гідрогеологічних процесів у підземних водах.

Моделювана область фільтрації охоплює найбільш небезпечну частину території житлового масиву. Її площа складає 2.26 км² і обмежена на півночі – по лінії дренажної штольні вздовж залізничного тунелю, на північному заході – по лінії тупикового дренажу на ділянці вздовж залізниці, на заході – водострумом в б. Попова, на сході – лінією вододілу між р. Дніпро і б. Попова (лінія вододілу підземних вод) і на півдні – лінією течії, встановленої по карті гідроізогіпс (Запорізьке шосе – шляхопровід). Область фільтрації була розбита на 5658 блоків (82x69). Крок сітки дорівнює 20 м і тільки в блоках, що примикають до межі з дренажною штольною, він збільшений до 40-80 м. Схема області фільтрації і розташування дренажних вікон на території ж/м Тополя-1 наведена на рис. 2.

Фільтрація в зоні впливу вертикальних поглинаючих дренажних свердловин вважається усталеною, що цілком прийнятно для умов їх тривалої експлуатації [5]. Фільтрація в самій поглинаючій свердловині є вільною, вертикальною, з усталеною витратою, яка надходить до нижнього водоносного горизонту. Проектовані фільтраційні вікна задавалися на моделі в зонах максимального підтоплення, де положення рівня ґрунтових вод приймало катастрофічний характер. При цьому шляхом рекогносцирування на місцевості в межах виділених зон знаходилися ділянки їх доцільного розташування, вільні від забудов і комунікацій.

Прогнозна задача була вирішена за умови, що винесення теплотрас на поверхню і заміна водопроводів на окремих ділянках досліджуваної території робиться не буде, а режим техногенної інфільтрації не зміниться. Введення проєктованих дренажних заходів має призвести до зниження рівня підземних вод і збільшення потужності зони аерації, що, у свою чергу, повинно стабілізувати живлення підземних вод за рахунок інфільтрації, як атмосферних опадів, так і з техногенних джерел. На рис.3, 4 приведено початкове положення рівня підземних вод і прогнозне зниження рівня під впливом роботи усіх шести фільтраційних вікон.

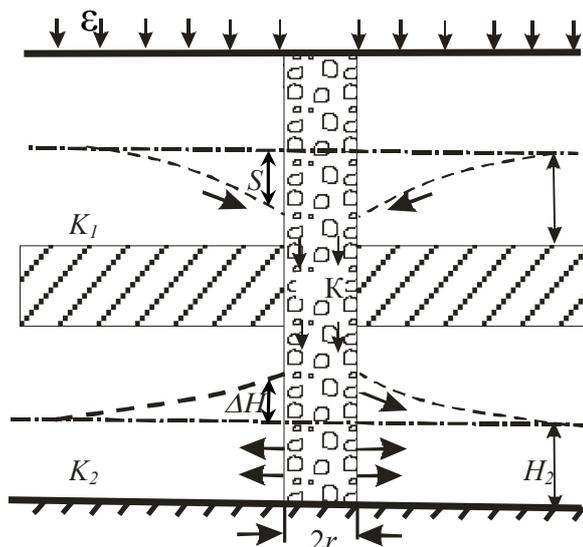


Рис. 1. Схема вертикальної поглинаючої свердловини: S – пониження рівня ґрунтових вод; H_1 , H_2 , K_1 , K_2 – відповідно потужність верхнього і нижнього водоносного горизонту та їх коефіцієнти фільтрації; r_0 – радіус ствола свердловини заповненого матеріалом з коефіцієнтом фільтрації K ; ΔH_2 – підвищення рівня підземних вод в нижньому горизонті; ε – інфільтраційне живлення

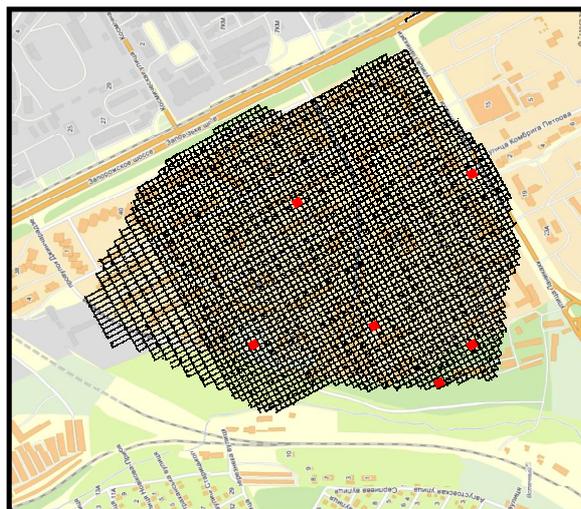


Рис. 2. Схема розташування «фільтраційних вікон» на ж/м Тополя-1: ■ – місце розташування поглинаючих свердловин

Аналіз результатів розрахунків показує, що при перетіканні підземних вод через дренажні «вікна» у нижній водоносний горизонт, максимальне пониження рівня у верхньому горизонті (четвертинні відкладення) складе 3 метри. Площа, в межах якої станеться пониження рівня підземних вод на 1,5-2 м приблизно $0,5 \text{ км}^2$. Вона має охопити найбільш небезпечні ділянки на житловому масиві, зокрема на ділянках між будинками № 15,16 і вул. Панікахи, вул. Джинчарадзе, розташування гаражів, схилу біля шляхопроводу, тальвегу балки і котельної. При цьому істотного підвищення рівня в полтавських пісках не спостерігається. Як видно з отриманих результатів, поглинаючі свердловини є ефективним способом пониження рівня підземних вод на локальних ділянках підтоплення.

Балансові складові підземних вод при роботі проєктованих дренажних заходів приведені на рис. 5. Їх аналіз показує, що до експлуатації поглинаючих свердловин (рис. 5 а) надходження підземних вод до першого водоносного горизонту, в основному, відбувається за рахунок інфільтрації (91%), і у меншій мірі за рахунок припливу з меж (9%). При цьому 72% води, що надходить, витрачається на межах і тільки 28% потрапляють в другий водоносний горизонт.

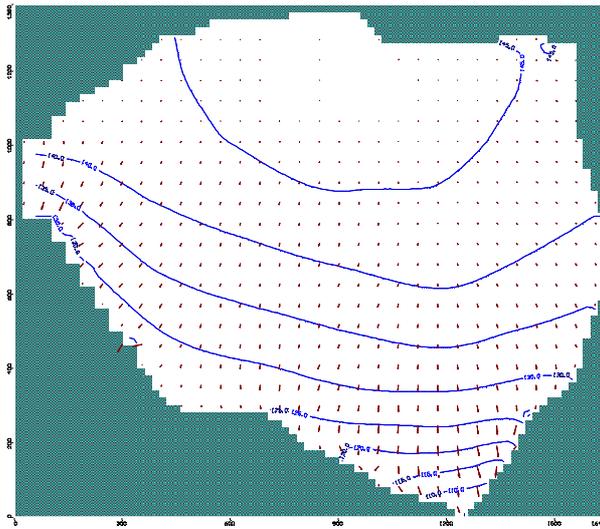


Рис. 3. Початкове положення рівня підземних вод на досліджуваній ділянці до експлуатації поглинаючих свердловин

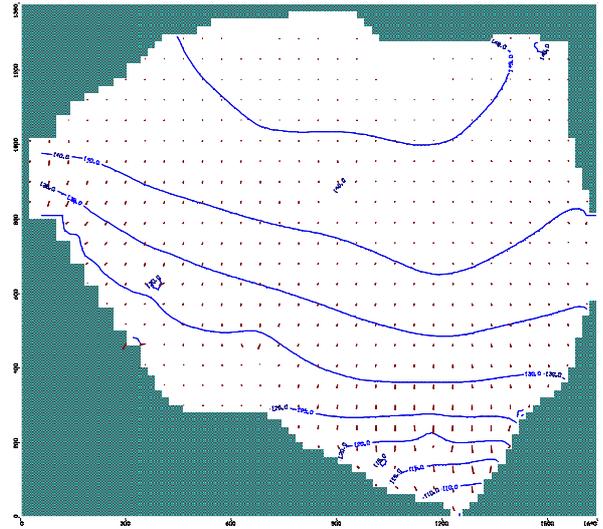


Рис. 4. Прогнозне положення рівня ґрунтових вод при експлуатації поглинаючих свердловин

При експлуатації поглинаючих свердловин (рис. 5 б) надходження підземних вод до першого водоносного горизонту також відбувається, в основному, за рахунок інфільтрації (86%), хоча має дещо збільшитись приплив з меж (14%). Слід відзначити істотний ефект фільтраційних «вікон», які майже удвічі (до 52% чи 218 м/добу) збільшать перетікання до нижнього горизонту.

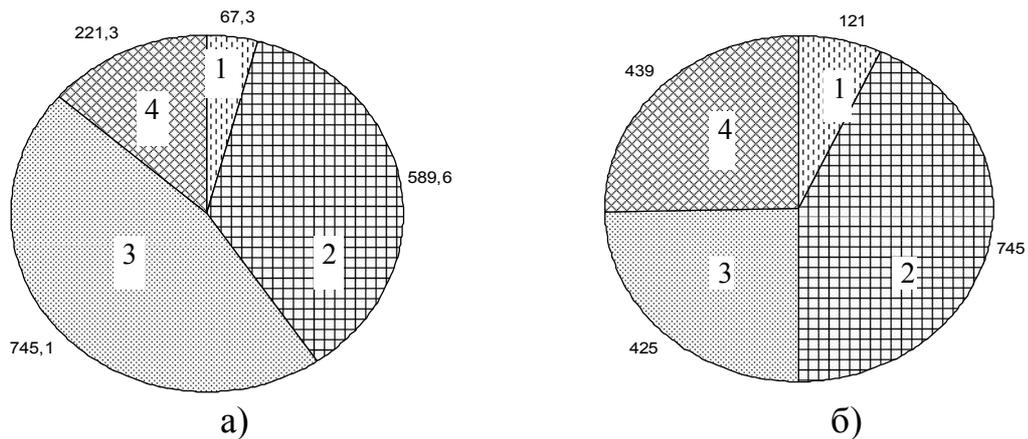


Рис. 5. Балансові складові підземних вод (м³/добу) до устаткування (а) і при роботі пропонованих дренажних заходів (б): 1 – надходження підземних вод за рахунок припливу з-за меж; 2 – надходження підземних вод за рахунок інфільтрації; 3 – витрати підземних вод на межах; 4 – перетікання підземних вод у другий водоносний горизонт

Значно менша частина ґрунтових вод буде розвантажуватись на тій частині межі ділянки, де у 1997 р. стався масштабний зсув, зокрема, внаслідок замочування ґрунтів. Підземні води, що перетікають у другий водоносний горизонт, далі повністю витрачаються на його межах. При цьому рівень підземних вод у ньому істотно не зростає.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Головними причинами підйому рівня підземних вод четвертинних відкладень на ж/м Тополя-1 є: техногенні витоки з водних комунікацій; скорочення випару в результаті екранування території будівлями і асфальтом; полив садових ділянок поблизу області розвантаження підземних вод; ріст інфільтраційного живлення за рахунок атмосферних опадів в результаті зменшення потужності зони аерації і збільшення вологості порід; зміна умов поверхневого стоку за рахунок забудови території. З моменту освоєння території рівень ґрунтових вод піднявся на 13-18 м. Існуючі дренажні заходи не можуть попередити появу ділянок з малою глибиною залягання рівня ґрунтових вод.

Розроблена чисельна геофільтраційна модель відтворює перетікання ґрунтових вод з верхнього четвертинного горизонту слабопроникних лесових відкладень до нижнього горизонту неогенових пісків з урахуванням зон штучної підвищеної проникності водотривкого глинистого шару за рахунок поглинаючих свердловин. За результатами чисельного моделювання встановлено, прогнозне пониження рівня підземних вод в умовах експлуатації фільтраційних «вікон» складе від 1,5 до 3 м на площі близько 0,5 км².

Баланс підземних вод показує, що вступ підземних вод в перший водоносний горизонт, в основному, відбувається за рахунок інфільтрації (86%), і у меншій мірі за рахунок припливу з меж (14%). При цьому пропонувані поглинаючі свердловини збільшують майже вдвічі (з 28 до 52%) потік підземних вод до нижнього горизонту. Підземні води що перетікають в другий водоносний горизонт, практично не впливають на рівень підземних вод у ньому.

Подальший розвиток цієї роботи доцільний шляхом оцінки ефективності запропонованого способу дренажного захисту в інших гірничо-геологічних умовах і апробації його на практиці. Крім того, потрібний розрахунок економічних показників, що досягаються за рахунок відвернення соціально-екологічних збитків від ураження підтопленням території.

Список літератури

1. Зеленська Л. Екологічний атлас Дніпропетровської області / Л. Зеленська, Н. Дук. – Київ-Дніпропетровськ: НВП «Картографія», 1995. – 26 с.
2. Риск подтопления улиц в Днепропетровске [Электронный ресурс] // Lopata городской портал. – 2010. – Режим доступа к журналу: <http://www.lopata.in.ua/novosti-dnepropetrovsk/vazhnie/risk-podtopleniya-ulits-v-dnepropetrovske>. – Название с экрана.
3. Басарыгин Ю.М. Технология бурения нефтяных и газовых скважин / Ю.М. Басарыгин, А.И. Булатов, Ю.М. Проселков. – М.: Недра, 2001. – 675 с.

4. Пат. 39281 А Україна, МПК Е 21В10/26, Е 21В10/32. Пристрій для розширення свердловини / Є.Ф. Гаврич, О.В. Інкін; заявник та патентовласник Національна гірнична академія України. – № 99073970; заявл. 13.10.99; опубл. 15.06.01; Бюл. № 5.

5. Мироненко В.А. Динамика подземных вод: Ученик для вузов / В.А. Мироненко. – М.: издательство «Горная книга», 2009. – 519 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Садовенко І.О.
Надійшла до редакції 30.10.2012*

УДК 622.578.684

© В.А. Зберовский

ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

Разработана математическая модель расчета оптимальных скоростей движения автосамосвалов в карьерах, основанная на комбинации классической теории автомобиля с современными ГИС и GPS-технологиями, что обеспечивает максимальную производительность и минимальный расход топлива автотранспорта.

Розроблена математична модель розрахунків оптимальних швидкостей руху автосамоскидів у кар'єрах, яка заснована на комбінації класичної теорії автомобіля із сучасними ГІС і GPS-технологіями, що забезпечує максимальну продуктивність і мінімальну витрату палива автотранспорту..

The considered principles of increase of technological and ecological efficiency of exploitation of kar"ernikh avtosamoskidiv are by application of radionavigaciynogo vstatkuvannya and modern information technologies which provide the observance of the optimum speed modes of motion of motor transport in kar"eri.

Вступление. Ежегодно автомобильным транспортом перевозится около 80% грузов и 75% пассажиров. Среди автомобилей, которые используются, наибольшими являются карьерные самосвалы. Расход топлива карьерными автосамосвалами является важнейшим экономическим показателем эксплуатации карьерного автотранспорта. Кроме того, он определяет загрязнение карьерного пространства продуктами сгорания топлива. Поэтому конструкторы машин и технологи стремятся повысить их топливную экономичность, определить оптимальные (рациональные) режимы работы транспорта на участках трассы в карьерах с точки зрения достижения ими максимальной производительности и минимального расхода топлива.

Большегрузные автосамосвалы являются интенсивными и постоянно действующими передвижными источниками загрязнения воздуха в карьерах.

Выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания представляют сложную многокомпонентную смесь и сегодня в их составе определяется уже более 280 разных компонентов. К группе токсичных веществ относятся: оксид углерода, углеводные соединения, альдегиды, оксиды азота, диоксид серы, твердые частицы сажи, а также полициклические ароматические углеводороды, наиболее активным из которых является канцерогенное вещество - бензапирен.

Анализ известных математических моделей движения автомобиля, показал принципиальную возможность их применения к определению расчетным путем оптимальных режимов, обеспечивающих максимальную производительность и топливную экономичность карьерного автотранспорта [1, 2, 3, 4]. Однако поддержание этих режимов в реальных условиях эксплуатации транспорта на карьерах, возможно только на основе сочетания классической математической теории автомобиля с современными ГИС и GPS-технологиями.

В этой связи повышение технологической и экологической эффективности эксплуатации карьерных автосамосвалов является в настоящее время актуальной и своевременной научной задачей.

Цель и задачи исследования. Цель работы - повышение технологической и экологической эффективности эксплуатации карьерных автосамосвалов. Задача исследований - разработка принципов и математической модели определения оптимальных (рациональных) режимов работы карьерного автотранспорта, обеспечивающих максимальную производительность, минимум расхода топлива и вредных выбросов в атмосферу.

Материалы и результаты исследований. Исследования были проведены для условий карьеров Вольногорского ГМК, где в качестве транспортных средств применяются автосамосвалы БелАЗ-7548, грузоподъемностью 40 т.

Рассмотрим задачу определения рациональных режимов работы транспорта на участках трассы с точки зрения достижения ими максимальной производительности и минимального расхода топлива на основе сочетания классической математической теории автомобиля с современными ГИС и GPS-технологиями т.е. при наличии цифровых карт дорог и рельефа и возможности GPS-контроля скорости движения автосамосвала в карьере.

В этой гибридной математической модели возможность достижения карьерным автотранспортом оптимальных режимов основывается не только на информации о топливно-энергетических характеристиках автомобиля и характеристиках полотна карьерных дорог, но и на учете человеческого фактора водителей.

В классической теории автомобиля, как известно, в качестве основной паспортной характеристики двигателя автомобиля, определяющей его энергетические возможности, используется его так называемая "внешняя скоростная характеристика", т.е. зависимость его эффективной мощности N_e , а также эффективного момента $M_e = N_e/\omega$ от частоты вращения n (угловой скорости) двигателя. К числу паспортных характеристик двигателя принадлежит также величина удельного расхода топлива q_e , которая обычно изме-

руется в г/кВт·ч и является основной топливно-энергетической характеристикой автотранспорта.

Расчеты рациональных параметров карьерного автотранспорта выполнялись на примере самосвала БелАЗ-7548 оснащенного двигателем марки ЯМЗ-240НМ2. Указанные технические характеристики самосвала БелАЗ-7548 приняты в соответствии со справочными данными.

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

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

Обозначим неполную подачу топлива в двигатель через Q . Величина Q может быть поставлена в зависимость от некоторого условного параметра α , пропорционального линейному или угловому ходу педали управления подачей топлива (на автосамосвале БелАЗ-7548 – это педаль "газа"). Таким образом, $Q=Q(\alpha, \omega)$, причем параметр α можно выбирать так, чтобы значению $\alpha=1$ (или $\alpha=100\%$) соответствовала полная подача $Q(1, \omega) = Q_0(\omega)$.

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

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

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

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

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

В этом случае мощность двигателя при неполной подаче будет равна

$$N(\alpha, \omega) = \frac{\alpha \cdot Q_0(\alpha, \omega)}{q(\alpha, \omega)} = \frac{\alpha \cdot q_e(\omega)Ne(\omega)}{q(\alpha, \omega)}$$

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

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

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

$$N(\alpha, \omega) = \alpha Ne(\omega) \quad (5)$$

Для определения режимов движения карьерного автотранспорта согласно классической теории автомобиля используют уравнение его плоского дви-

жения вдоль дороги

$$m_M \delta_{ep} \frac{dv}{dt} = P_T - P_e - P_\partial, \quad (6)$$

где m_M – масса автомобиля; δ_{ep} – коэффициент приведенной массы, учитывающий инерцию вращающихся деталей автомобиля; P_T – сила тяги; P_e – сила сопротивления воздуха; P_∂ – общая сила сопротивления дороги. При расчете режимов торможения к правой части уравнения (6) следует добавить силу торможения.

Сила сопротивления воздуха P_e равна

$$P_e = c_x \rho_e \frac{v^2}{2} S, \quad (7)$$

где c_x – коэффициент силы сопротивления автомобиля; ρ_e – плотность воздуха; S – характерная площадь автомобиля "в свету".

Оценки показывают, что при скоростях движения $v \leq 10$ м/с величиной силы сопротивления воздуха можно пренебречь по сравнению с величиной силы сопротивления воздуха P_e можно пренебречь по сравнению с величиной силы сопротивления дороги P_∂ .

Сила сопротивления дороги P_∂ состоит из двух составляющих: силы сопротивления подъему P_n и силы сопротивления качению P_k :

$$P_\partial = P_k + P_n. \quad (8)$$

Сила сопротивления подъему P_n определяется уклоном дороги

$$P_n = G_M i,$$

где G_M – вес автомобиля; i – уклон дороги $i = \operatorname{tg} \alpha_d \cong \alpha_d$. Сила сопротивления качению P_k , если не учитывать влияния динамических нагрузок за счет ускоренного или замедленного движения и считать, что коэффициент сопротивления качению f одинаков для всех колес автомобиля, равна

$$P_k = f G_M.$$

Коэффициент сопротивления качению f определяется по справочной литературе и не зависит от типа и состояния дороги, а также от метеорологических условий.

Таким образом, общее сопротивление дороги P_∂ равно

$$P_\partial = (f + i) G_M \equiv \psi G_M, \quad (9)$$

где $\psi = f + i$ – коэффициент сопротивления дороги.

Сила тяги P_{Tj} (на ведущих колесах) на j -ой ступени коробки передач определяется по формуле

$$P_{Tj} = \frac{M_{Tj}}{r_k} = \frac{M_e \cdot u_{jmp} \cdot \eta_{mp}}{r_k} = \frac{N_e \cdot u_{jmp} \cdot \eta_{mp}}{\omega r_k}, \quad (10)$$

где $M_{Tj} = M_e \cdot u_{jmp} \cdot \eta_{mp}$ – тяговый момент, приложенный к ведущим колесам автомобиля; u_{jmp} – передаточное число трансмиссии (зависит от ступени пе-

редачи j ; $j=1$ – первая передача, $j=2$ – вторая передача и т.д.), r_k – радиус шины автомобиля; η_{mp} – коэффициент полезного действия трансмиссии.

Величина $Ne \cdot \eta_{mp}$ представляет собой полезную мощность, затрачиваемую на движение автомобиля, N_n .

При движении без пробуксовки и юза угловая скорость вращения колеса ω_{kj} равна:

$$\omega_{kj} = \frac{\omega}{u_{jmp}},$$

а скорость движения автомобиля

$$v_j = \omega_{kj} r_k = \frac{\omega_g r_k}{u_{jmp}}, \quad (11)$$

где v – скорость автомобиля; r_k – радиус колеса.

Формула (10) совместно с (11) определяет зависимость силы тяги автомобиля P_{Tj} от скорости его движения v на каждой из ступеней коробки передач $j=1, 2, \dots$ при полной подаче топлива к двигателю:

$$P_{Tj}(v_j) = \frac{Ne(v_j) \eta_{mp}}{v_j}, \quad (12)$$

где $Ne(v_j) = Ne \frac{v_j u_{jmp}}{r_k}$.

Тяговая характеристика автосамосвала БелАЗ-7548, рассчитанная по формулам (2) и (3), приведена на рис. 1.

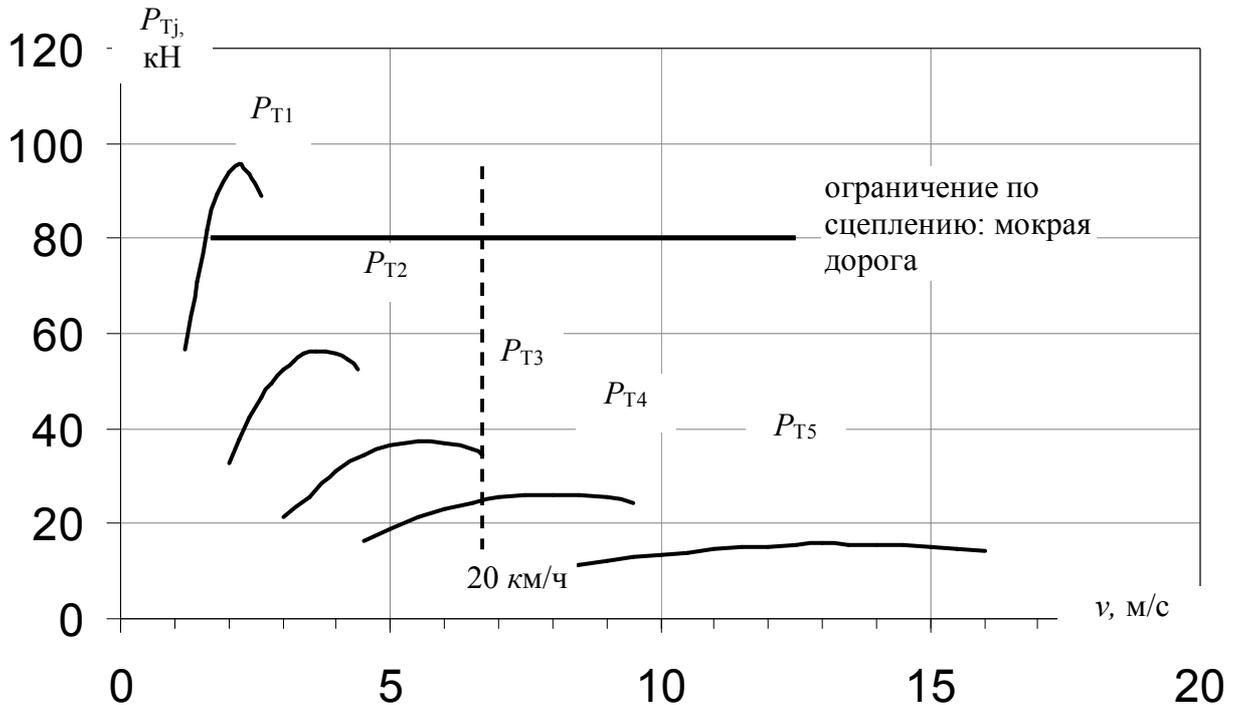


Рис. 1. Тяговая характеристика автосамосвала БелАЗ-7548

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

$$P_{Tj}(\alpha, v_j) = \frac{N(\alpha, v_j) \eta_{mp}}{v_j}, \quad (13)$$

где $N(\alpha, v_j)$ – мощность двигателя при неполной подаче топлива $Q = \alpha Q_0$, пересчитанная в зависимости от скорости движения v_j на данной ступени передачи j согласно формуле (11). В предположении, что $q(\alpha, \omega) = q_e(\omega)$, согласно (5) будем иметь

$$P_{Tj}(\alpha, v_j) = \alpha \frac{Ne(v_j) \eta_{mp}}{v_j} = \alpha P_{Tj}(v_j), \quad (14)$$

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

Величину удельного расхода топлива при неполной подаче его в двигатель $q(\alpha, \omega)$, пользуясь формулой (11), можно также выразить в зависимости от скорости движения автосредства. На j -ой ступени коробки передач

$$q_j(\alpha, v_j) = q\left(\alpha, \frac{v_j u_{jmp}}{r_k}\right). \quad (15)$$

В предположении (4) будем иметь

$$q_j(\alpha, v_j) = q\left(\frac{v_j u_{jmp}}{r_k}\right) = q_{ej}(v_j). \quad (16)$$

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

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

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

$$q_{nj}(\alpha, v_j) = \frac{q_j(\alpha, v_j) N\left(\alpha, \frac{u_{jmp} v_j}{r_k}\right)}{v_j} = q_j(\alpha, v_j) \frac{P_{Tj}(\alpha, v_j)}{\eta_{mp}} \quad (17)$$

а при полной подаче

$$q_{nj}(v_j) = q_{ej}(v_j) \frac{P_{Tj}(v_j)}{\eta_{mp}} \quad (18)$$

Кроме указанного параметра неполноты подачи топлива α , путевой расход q_n зависит также еще и от других факторов, влияние которых трудно учитываемо и может быть определено только экспериментально по месту использования автосредства. Так на топливную экономичность влияет техническое

состояние узлов и агрегатов системы питания, температура охлаждающей жидкости и атмосферы, состояние шасси, регулировка зацепления зубчатых колес главной передачи, давление в шинах и еще ряд других факторов, которые в общем можно охарактеризовать коэффициентом полезного действия η конкретного автомобиля.

Имея частичные тяговые характеристики при неполной подаче топлива $P_{Tj}(\alpha, v_j)$ (формулы (13) и (14)), а также зависимость удельного путевого расхода топлива (формула (17) и (18)), можно ставить вариационную задачу об определении такого закона движения автосредства по трассе, чтобы при этом расход топлива был минимальным.

Общий расход топлива по трассе равен

$$Q = \sum_i \int_0^{l_i} q_n(\alpha, v) dx \quad (19)$$

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

Если на выражение

$$J_i = \int_0^{l_i} q_n(\alpha, v) dx, \quad (20)$$

смотреть математически как на функционал

$$J[x(t)] = \int_0^{l_i} F(\alpha, \dot{x}) dx, \quad (21)$$

который зависит от закона движения $x(t)$ ($v = \dot{x}$) по данному участку, то, как известно из вариационного исчисления [5], минимум функционала $J[x(t)]$ достигается на функции $x(t)$, которая удовлетворяет условию

$$F_x(\alpha, \dot{x}) = const.$$

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

Таким образом, минимальный расход топлива на каждом участке трассы обеспечивается только при некоторой постоянной скорости движения $v = const$; любое отклонение от постоянной скорости приводят всегда к увеличению расхода топлива.

Указанные постоянные значения скорости для каждой ступени коробки передач j и каждого параметра неполноты α определяются из уравнения силового баланса (6). При равномерном движении с постоянной скоростью из (6) имеем уравнение

$$P_{Tj}(\alpha, v_j) = P_e + P_o \quad (22)$$

решение которого при заданном сопротивлении дороги P_o определяет скорость равномерного движения на заданной ступени коробки передач j .

Схема получения решения уравнения (22) проиллюстрирована графически на рис. 2.

Фактическое решение уравнения (22) осуществлялось при помощи ПЭВМ путем занесения всей информации в память и решения уравнения (22) методом Ньютона.

Для каждого заданного участка дороги определялось ψ и общее сопротивление дороги P_d (силой P_e в процессе решения пренебрегаем). Затем из тяговой зависимости $P_{Tj}(\alpha_j, v_j)$ с указанной степенью градации по α_j находилось решение уравнения (22) при каждом α_j и каждом j .

Затем при помощи зависимостей (17) для каждой из найденных значений скорости v_{ij} находилось значение путевого расхода q_{nij} и из этих значений методом перебора определялась та совокупность i и j , при которых значение q_{nij} оказывалось минимальным. Именно эти параметры i и j называются оптимальными, поскольку они обеспечивают наибольшую топливную экономичность движения транспортного средства и наименьшее количество выбросов в атмосферу выхлопных газов. (В случае, если имелось несколько совокупностей параметров (i, j) , при которых величина q_{nij} достигала одинакового минимума, оптимальным считался тот случай, при котором скорость движения больше).

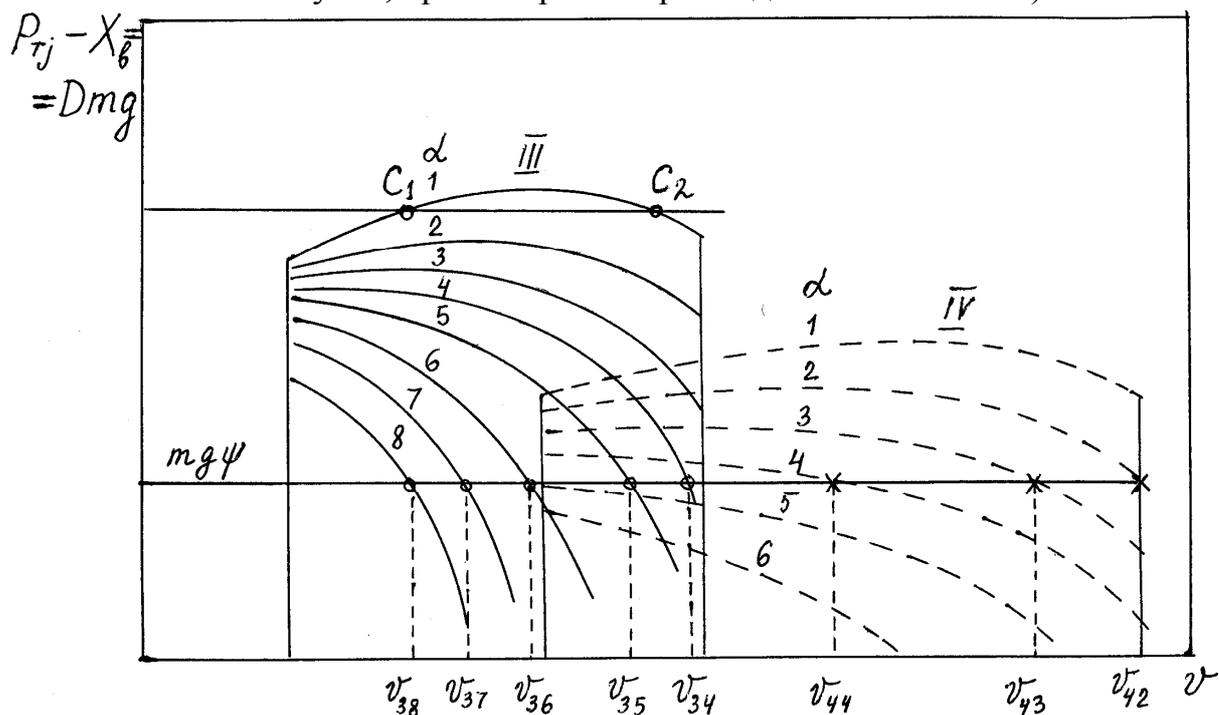


Рис. 2. Схема использования силового баланса автомобиля для определения стационарных скоростей движения при заданном сопротивлении дороги

Для обеспечения оптимальной скорости движения транспортных средств в карьере необходим контроль за их движением в реальном масштабе времени. Такое решение возможно реализовать при совместном использовании разработанной математической модели с ГИС и GPS –технологиями путем разработки и внедрения радионавигационной системы оперативного контроля параметров работы карьерных автосамосвалов.

Выводы.

1. Разработана математическая модель расчета оптимальных скоростей движения автосамосвалов в карьерах основанная на комбинации классической теории автомобиля с современными ГИС и GPS-технологиями, отличающаяся тем, что впервые параметры уклона дорог и величины удельного расхода топлива в математической модели являются величинами переменными, а не заданными. Это позволяет, в реальном масштабе времени, моделировать профиль автодорог и рассчитывать оптимальную скорость движения автосамосвалов на различных участках трассы, что обеспечивает максимальную производительность, минимум расхода топлива и вредных выбросов в атмосферу.

2. Разработана математическая модель движения карьерного автосамосвала, основанная на использовании полиномиальной аппроксимации внешних и частичных скоростных характеристик двигателя, которая позволяет находить аналитическое выражение для скорости равномерного движения самосвала в зависимости от уклона участка дороги, коэффициента сопротивления качению, ступени коробки передач, степени неполноты подачи топлива и фактической массы автомобиля.

Список литературы

1. Чудаков Е.А. Теория автомобиля.- М.: Машгиз, 1950.-452с.
2. Павлов В.В. Тягово-скоростные свойства транспортных машин. Теория и расчет: Учебное пособие. -М.: МАДИ, 1991. - 119с.
3. Безбородова Г.Б., Галушко В.Г. Моделирование движения автомобиля.- Киев: Вища школа, 1978.- 168 с.
4. Потапов М.Г. Карьерный транспорт.- М.: Недра, 1985.- 240с.
5. Гельфанд И.М., Фомин С.В. Вариационное исчисление. – М.: ГИФМЛ, 1961.-228 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Собко Б.Ю.
Надійшла до редакції 22.10.2012*

УДК 549.211: 548.73: 548.75 (477)

© Ю.Б. Панов, Ю.А. Проскурня

ТЕМПЕРАТУРЫ ОБРАЗОВАНИЯ ХРОМПИРОПОВ ГЕОБЛОКОВ УКРАИНСКОГО ЩИТА И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ АЛМАЗОНОСНОСТИ

На основании определения содержания никеля в глубинных высокохромистых пиропсах, отобранных в различных областях Украинского щита (УЩ), установлены температурные условия среды их минералообразования. Это один из важнейших параметров, позволяющий оценить перспективы потенциальной алмазности как отдельных кимберлитовых тел, так и блоков УЩ в целом.

На підставі визначення вмісту нікелю в глибинних високохромістких піропах, які були відібрані в окремих ділянках Українського щита (УЩ), встановлені температурні умови середовища їх мінералоутворення. Це є одним з найважливіших параметрів, що

дозволяє оцінити перспективи потенційної алмазоносності як окремих кимберлітових тіл, так і блоків УЩ в цілому.

On the basis of determination of maintenance of nickel in a depth high-chromium pyrope, selected in the different areas of the Ukrainian shield (US), the temperature terms of environment of their mineralogenesis are set. It one of main parameters, allowing to estimate the prospects of diamondiferous of both separate kimberlite bodies and blocks of US on the whole.

В геологическом отношении большая часть территории Украины представлена Украинским щитом (УЩ) и является юго-западной частью Восточно – Европейской алмазоносной провинции. По всем имеющимся признакам УЩ перспективен для выявления как коренных, так и россыпных месторождений алмазов. В его пределах выделено пять перспективных для локализации месторождений алмазов участков: Приазовье, Центральная и Западная части щита, Волынское палеозойское поднятие и Среднее Приднестровье.

В настоящее время разработаны новые методы исследований типохимизма минералов – спутников алмаза, одним из которых является хромпироп, позволяющие с высокой степенью достоверности оценивать перспективы алмазоносности кимберлитовых и лампроитовых тел.

В основу работы положены результаты анализов элементов-примесей, в том числе и никеля, в хромпиропах, отобранных в различных регионах УЩ из коренных и россыпных источников. Анализы были выполнены на протонном и электронных микроанализаторах NIAF, CAMEBAX SX – 50 и LAM – ICPMS в Главном национальном центре геохимической эволюции и металлогении континентов университета Макуори (г.Сидней, Австралия) под руководством профессора В.Л. Гриффина.

Одним из важнейших критериев при оценке перспектив алмазоносности территорий и отдельных кимберлитовых тел являются данные о температуре образования хромпиропа (глубинного граната, содержащего более 1,5% Cr), определенные с помощью Ni-термометра. Он основан на том, что то каждое зерно глубинного Cr-пиропа, образовалось в одинаковых равновесных условиях с оливином мантийных ксенолитов. В этой паре сосуществующих минералов количество никеля отражает температуру мантийных пород при эруптивном внедрении в них кимберлитовой магмы. Ni-термометр не чувствителен к составу основных компонентов пиропа и давлению, что позволяет по содержанию никеля в каждом исследованном зерне граната, используя эмпирически установленную линейную зависимость, определить температуру его образования с точностью до 50°C [1] (рис. 1). Данная зависимость основана на значительной базе данных, насчитывающей тысячи измерений содержания никеля в гранатах из кимберлитов многих стран мира.

Результаты определения температур образования хромпировов отдельных геоблоков и участков Украинского щита приведены в виде гистограмм (таблицы 1-8).

Приазовье. Большинство гранатов Приазовья – высокохромистые (около 8% Cr₂O₃), что характерно для гранатов из лерцолитов, типичных для кратонных областей [2].

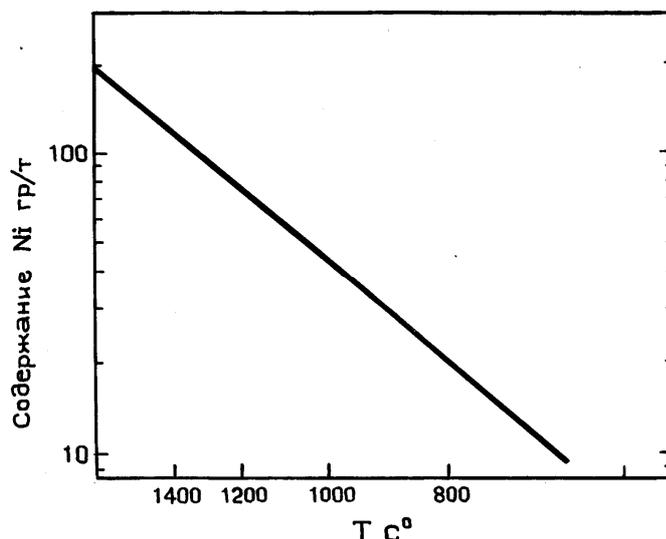
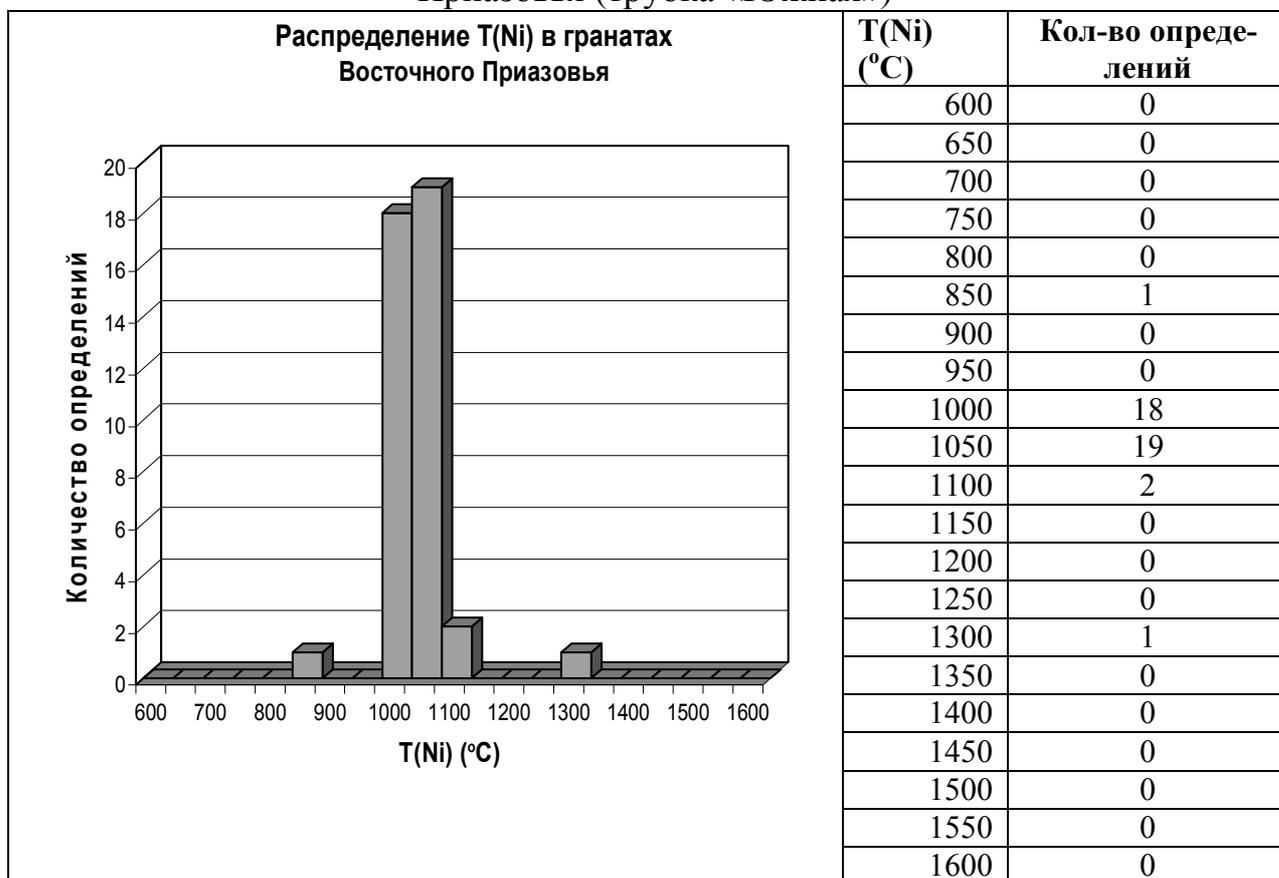


Рис. 1. Содержание никеля в пиропсах (г/т) в зависимости от температуры образования (Ni-термометр)

Содержания никеля в пиропсах из кимберлитов трубки «Южная» (Восточное Приазовье) составляет 30-110 г/т при среднем значении – 54 г/т. На гистограмме (табл. 2) отчетливо фиксируются температурные пики, соответствующие 1000-1100°С при единичных значениях – 800-900, 1350-1400°С.

Таблица 1

Температуры образования хромпиропов из кимберлитов Восточного Приазовья (трубка «Южная»)

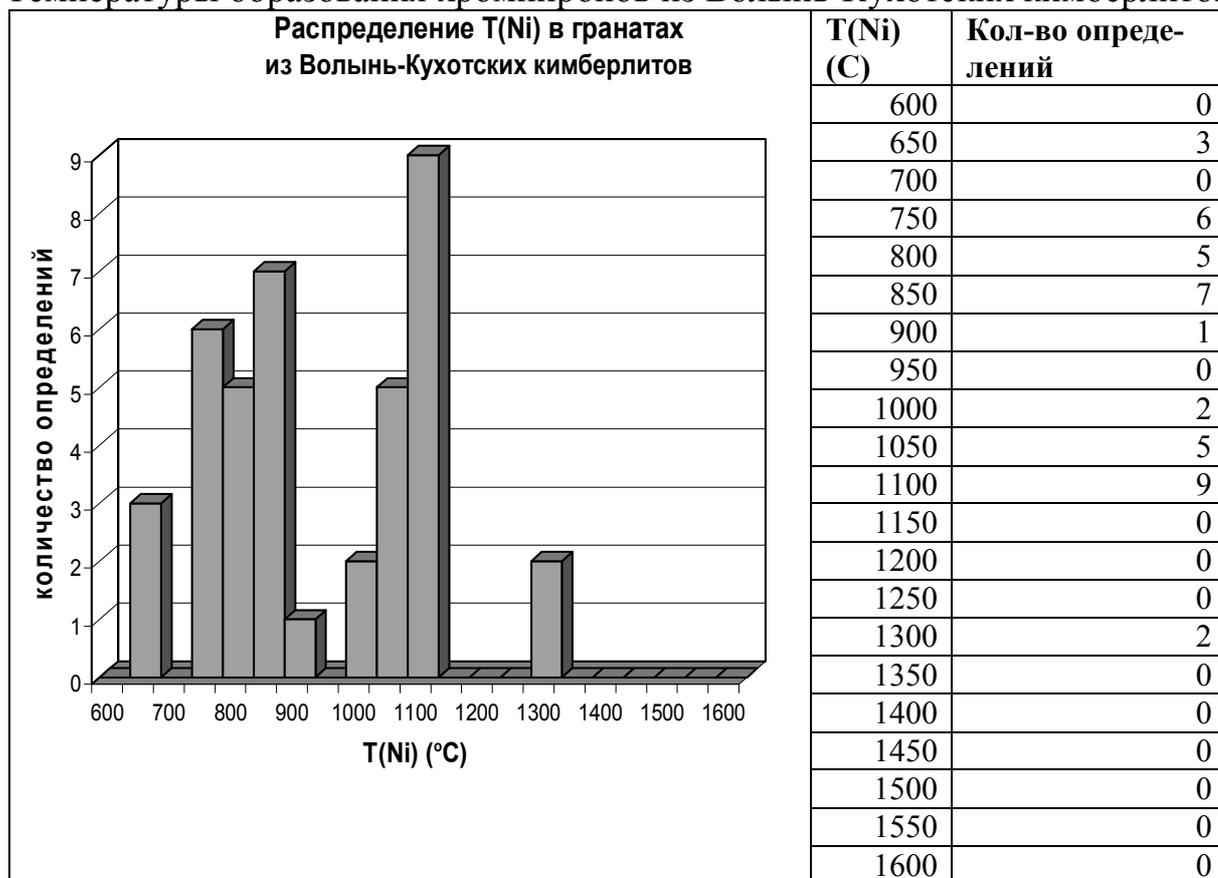


Сопоставление полученных данных с аналогичными из других регионов мира демонстрирует определенное их сходство с температурами образования пиропов из продуктивных кимберлитов Капваальского кратона, трубки Финч (ЮАР) – 950-1250°C, трубки Удачной (Якутия) – пик 1050°C, провинции Ляонин (КНР) – около 1200°C [1]. Такие значения температур косвенно указывают на мощность литосферы Приазовского блока УЩ порядка 140-160 км и позволяют отнести его к потенциально алмазоносным

Волынь-Кухотская область. Содержание никеля в гранатах из кимберлитов Волыньско-Кухотской площади составляет 19,7-188,0 г/т, при среднем значении – 33 г/т.

Таблица 2

Температуры образования хромпиропов из Волынь-Кухотских кимберлитов

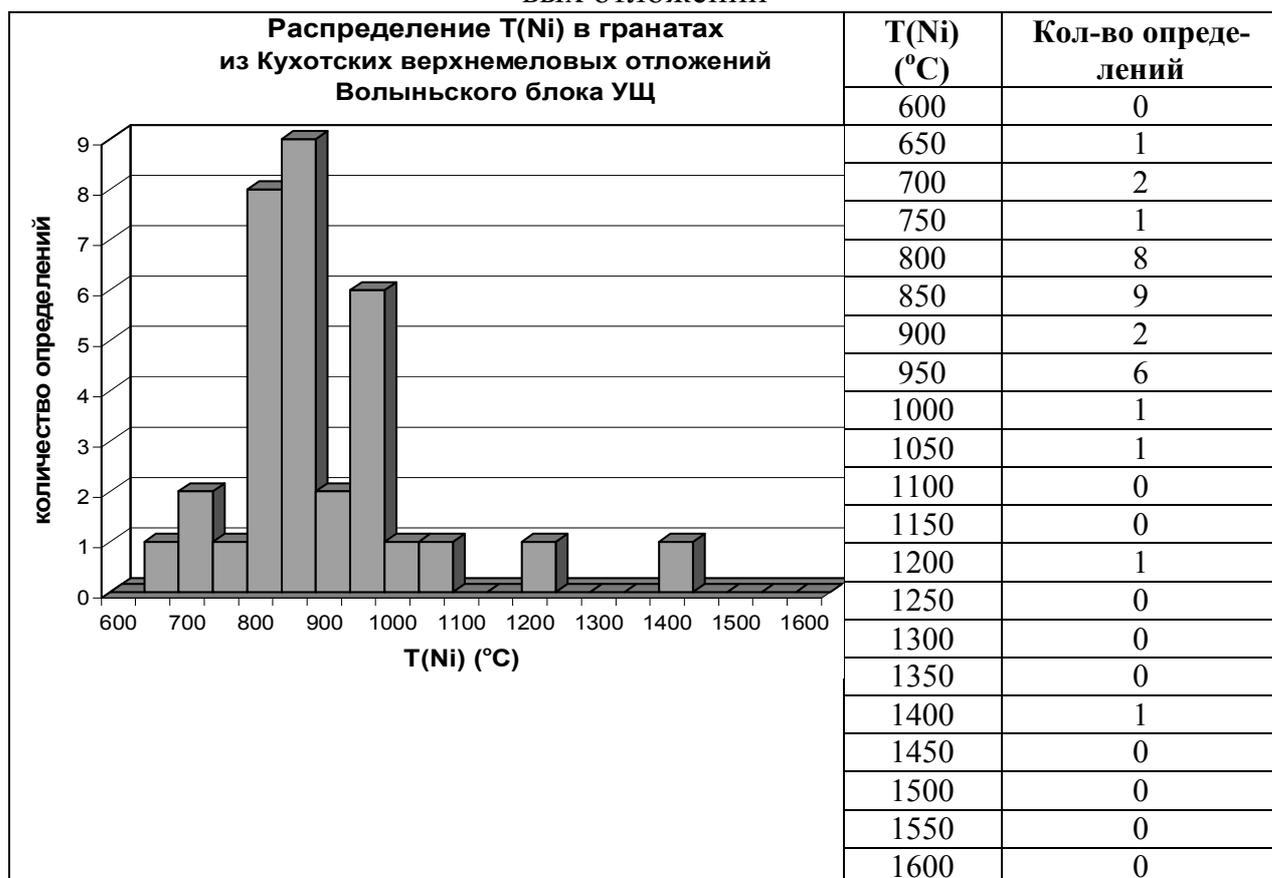


На гистограмме (табл. 2) выделяются температурные пики в интервалах 750-900°C и 1000-1150°C при незначительном количестве зерен граната, образованных при температурах 600-700°C и 1300-1350°C. Это может свидетельствовать о достаточно сложном процессе внедрении кимберлитового расплава в литосферу и его эволюции. Однако, то, что большинство гранатов образованы при температурах 1000-1150°C позволяет оптимистично оценить перспективы алмазоносности этих тел.

Среднее содержание никеля в пиробах из верхнемеловых отложений Волынь-Кухотского региона составляет 34,61 г/т (от 12,2 до 123,0 г/т), что соответствует температурам 800-1000°C, однако значительное количество зерен граната образованы при температурах 650-800°C, 1250°C и 1450°C (табл. 3). Подобный широкий разброс данных не позволяет делать однозначных выводов о перспективах алмазоносности этой территории [3].

Таблица 3

Температуры образования хромпиропов из Волынь-Кухотских верхнемеловых отложений



Шепетовский участок. Содержания никеля на Шепетовском участке находятся в пределах 11,4-50,7 г/т, среднее значение – 28,16 г/т. Температуры образования гранатов отвечают значениям 700-950°C (табл. 4). Эти значения существенно ниже подобных параметров для большинства алмазоносных районов мира и указывают на сравнительно тонкую (менее 120 км) литосферу и скорее всего данные гранаты будут располагаться в поле стабильности графита, а не алмаза [4].

Подольско-Белоцерковский блок. Изучен химический состав гранатов из четвертичных аллювиальных отложений верховьев р. Днестр (табл. 5), аллювиальных миоценовых (N₁) отложений р. Южный Буг (табл. 6) и р. Збруч (табл. 7).

Гранаты из аллювиальных отложений верховьев р. Днестр содержат от 11,1 до 60,2 г/т никеля при среднем значении 26-35 г/т. Никель в пиропсах из Южно-Бугских миоценовых отложений находится в пределах 10,7-123,0 г/т при среднем значении 41,96 г/т. Содержание никеля в гранатах из миоценовых отложений р.Збруч варьирует от 18,0 до 61,6 г/т, при среднем значении 35,0 г/т.

Гранаты этих трех участков демонстрируют сравнительно низкие температуры образования порядка 750-1000°C, что ниже температур образования гранатов в продуктивных кимберлитах мира и может свидетельствовать о сравнительно тонкой литосфере мощностью менее 130 км. Все это не позволяет сделать положительный прогноз относительно перспектив алмазоносности этого блока [5]

Таблица 4. Температуры образования хромпиropов из миоценовых отложений (N₁) Шепетовского участка

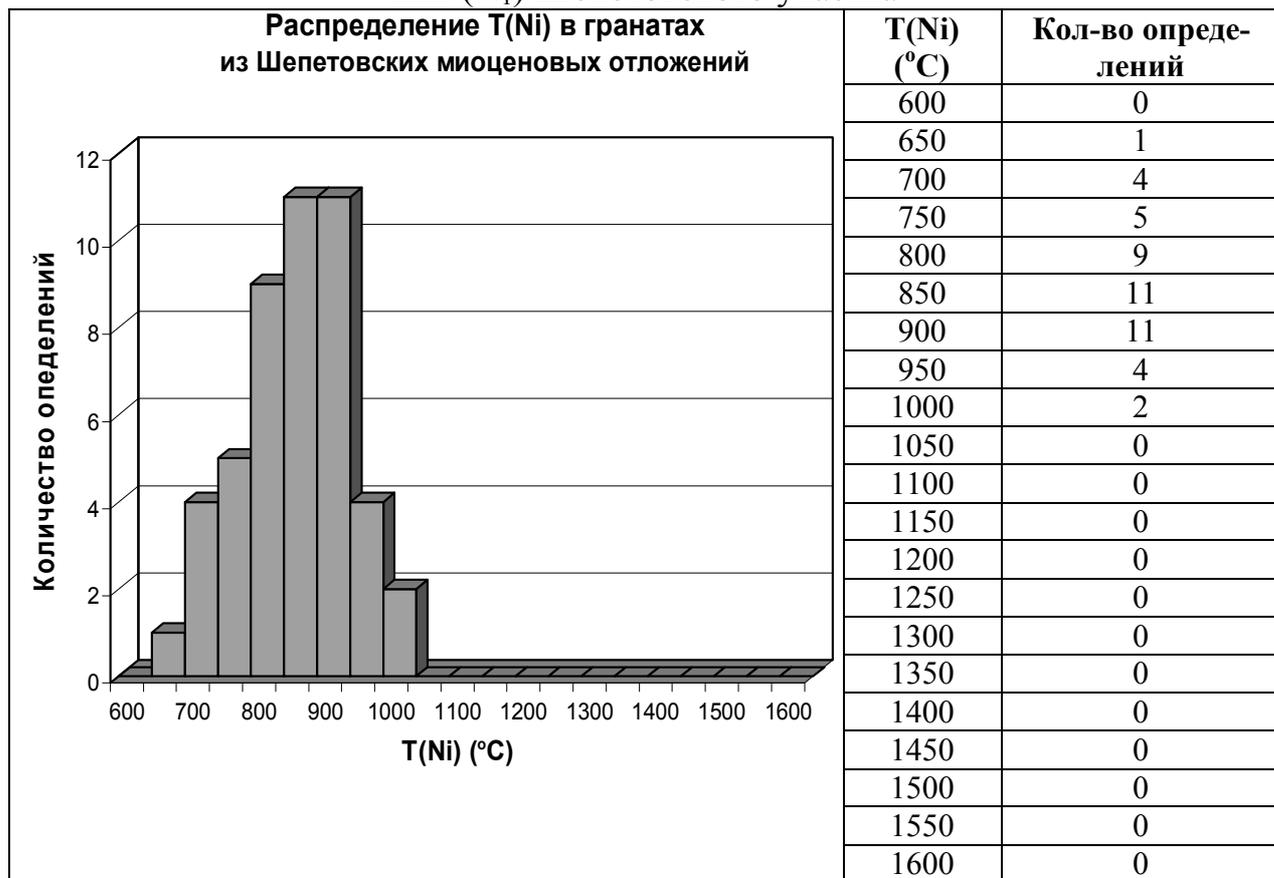


Таблица 5. Температуры образования хромпиropов из аллювиальных отложений (Q₄) верховьев реки Днестр (Карпатский регион)

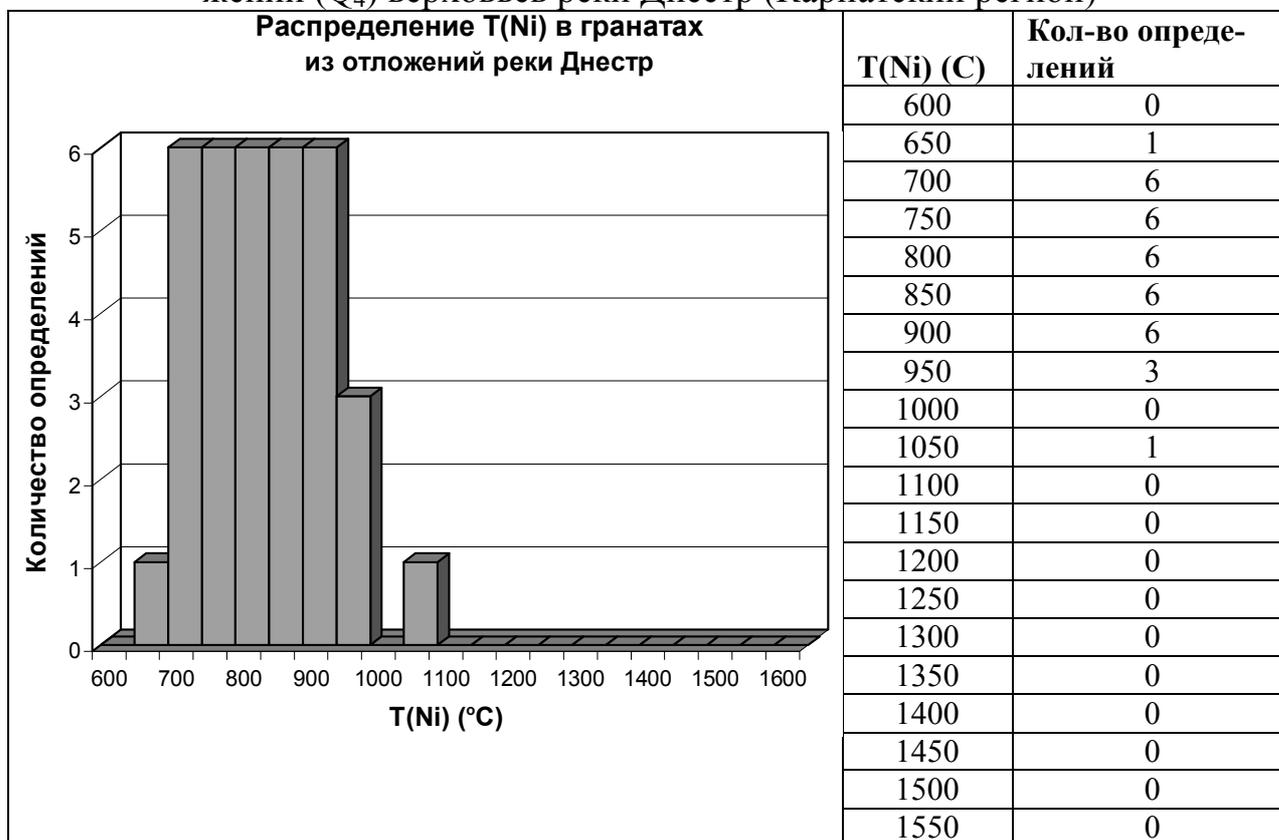


Таблица 6. Температуры образования хромпиропов из миоценовых отложений (N₁) реки Южный Буг

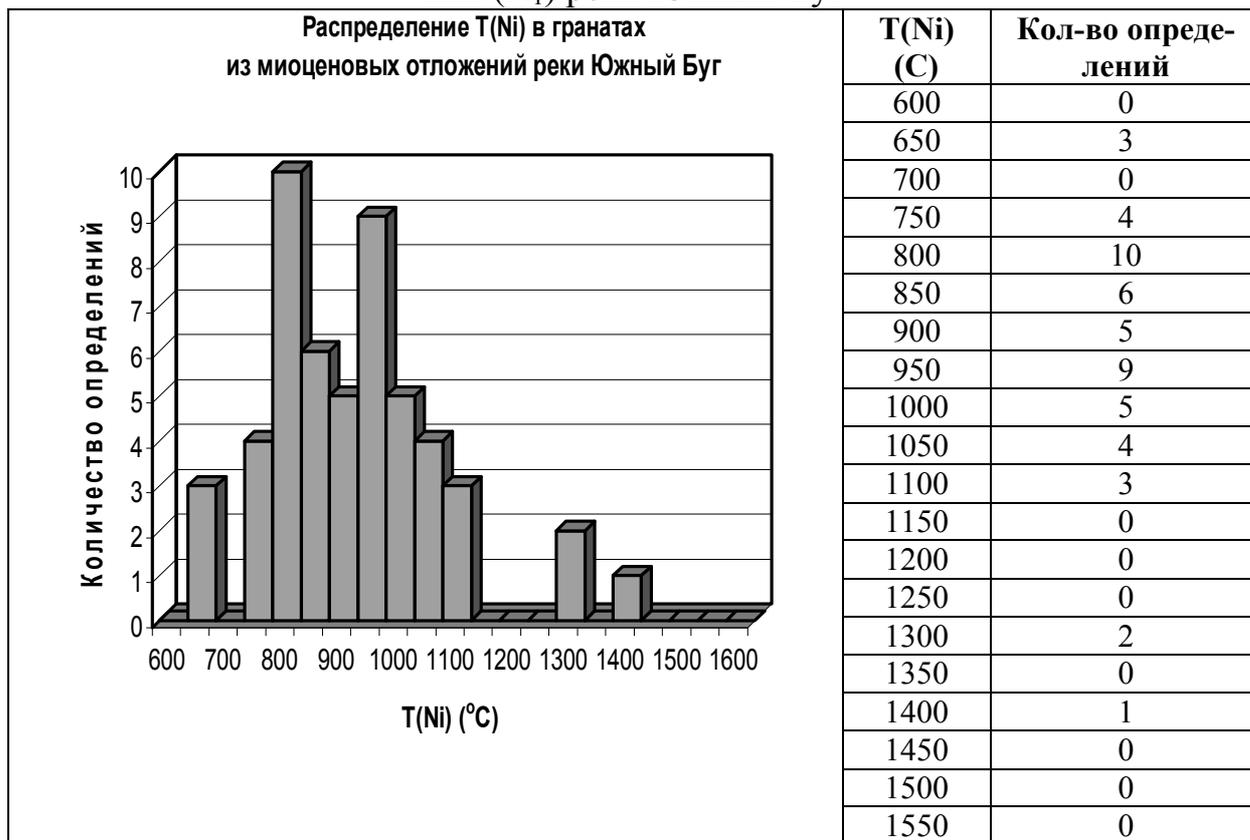
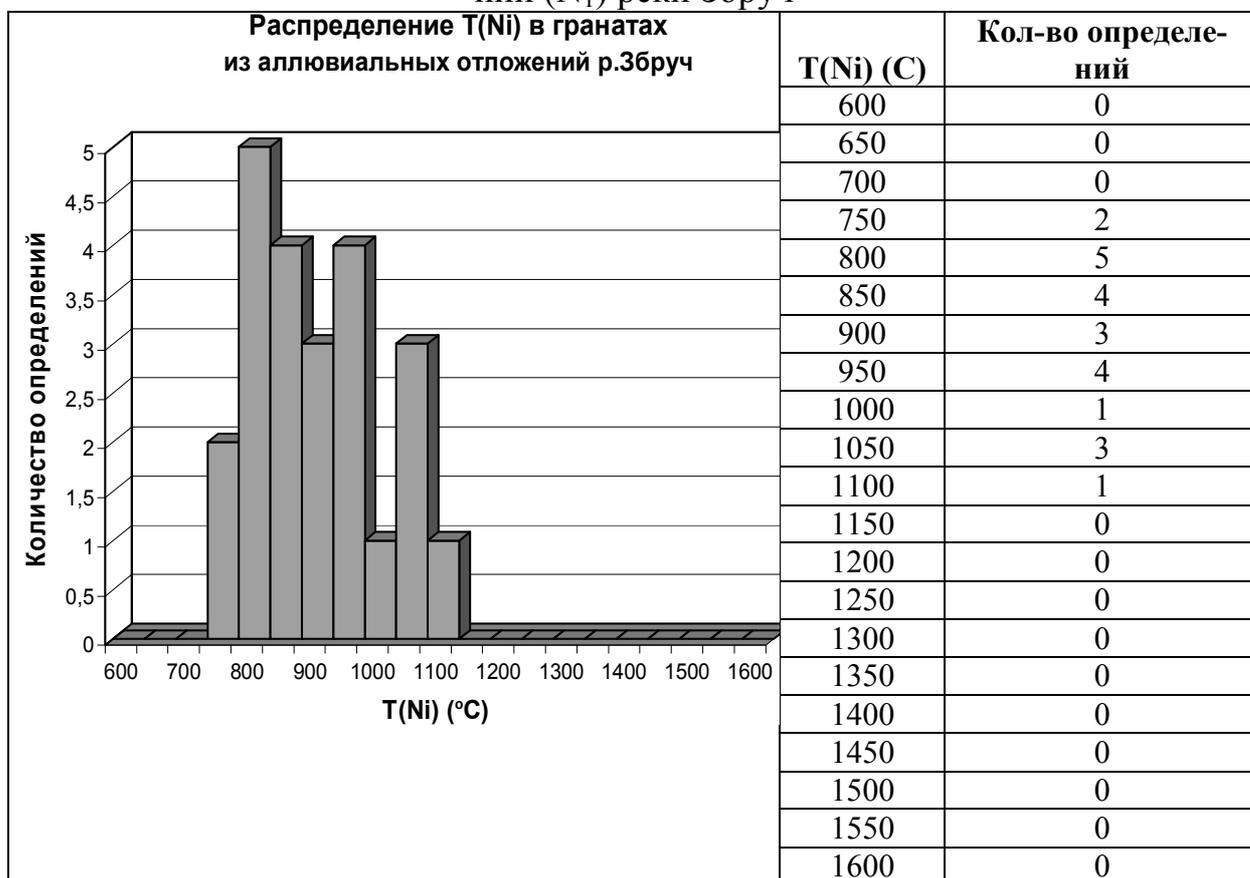


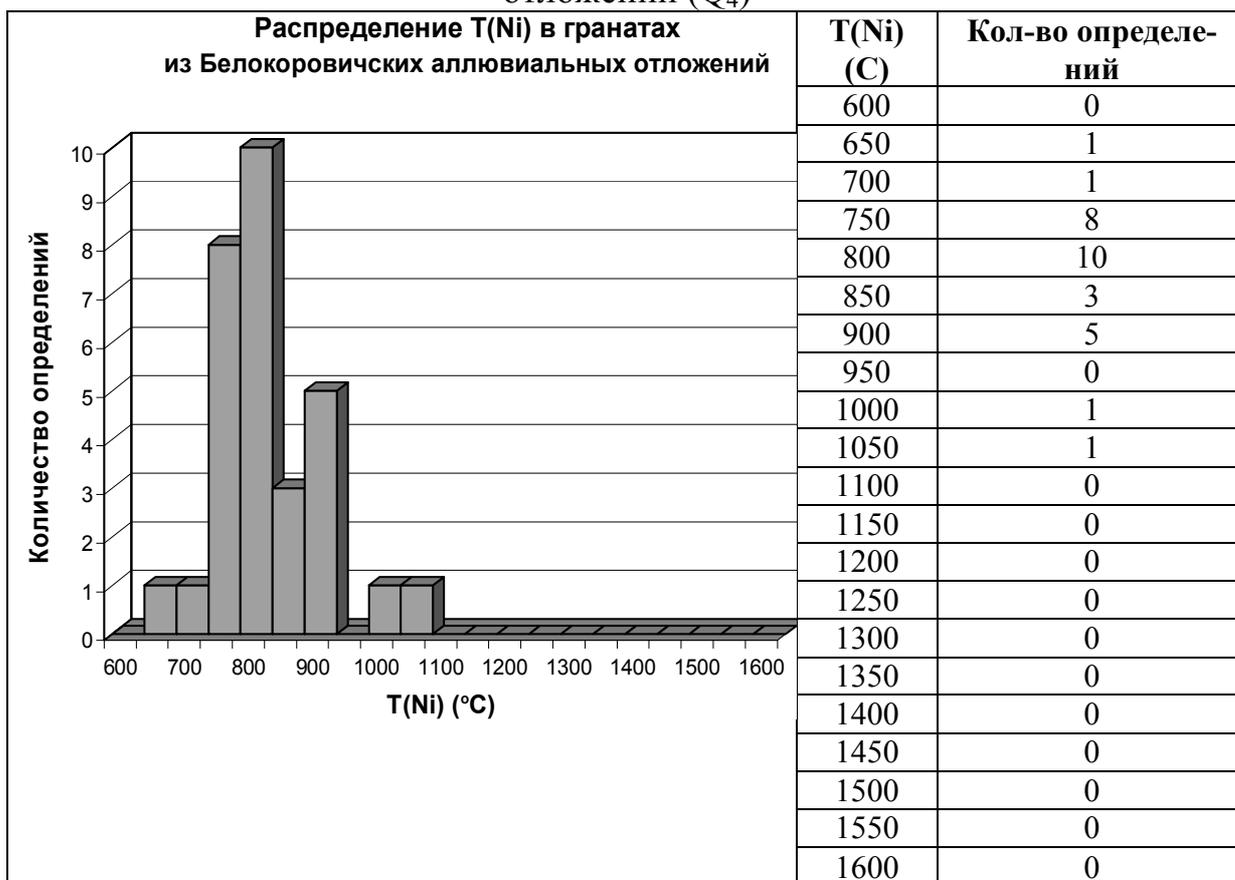
Таблица 7. Температуры образования хромпиропов из миоценовых отложений (N₁) реки Збруч



Овручский авлакоген (Белокоровичский участок). Хромпиропы, отобранные из четвертичных аллювиальных отложений (Q₄) характеризуются содержаниями никеля от 10,08 до 58,0 г/т, при среднем значении – 25,6 г/т. Температуры образования хромпиропов варьируют от 750 до 900°C, а также (в единичных случаях) – 650-700°C и 1000-1050°C (табл. 8). Такие температуры характерны для областей с тонкой литосферой менее 120 км, что не позволяет считать данную территорию перспективной для обнаружения продуктивных кимберлитовых тел.

Таблица 8

Температуры образования хромпиропов из Белокоровичский аллювиальных отложений (Q₄)



Таким образом, полученные результаты указывают на то, что палеогеотермальные условия глубинных частей литосферы Украинского щита изменялись в широких пределах от 700-800°C до 1300°C. Наиболее высокие значения температуры (1000-1300°C) установлены в источниках минералообразования хромпиропов из приазовских и кухотско-вольских кимберлитов. Сопоставление полученных данных с подобными сведениями из других регионов мира демонстрирует определенное их сходство с температурами образования пиропов из продуктивных кимберлитовых трубок мира.

Более низкие значения температур порядка 700-900°C отмечаются в хромпиропах из аллювиальных отложений Волинского, Подольско-Белоцерковского блоков УЩ, Карпатского региона и Овручского авлакогена

и характерны для литосферы небольшой мощности. Перспективы их промышленной алмазоносности этих регионов можно считать ограниченными.

Список литературы

1. Griffin, W.L., Ryan, C.G. Trace elements in indicator minerals: area selection and target evaluation in diamond exploration // Journal of Geochemical Exploration. - №53, 1995 – p.311-337.
2. Панов Б.С., Гриффин В.Л., Панов Ю.Б. Р-Т условия образования хромпиропов из кимберлитов Украинского щита // Допов. АН України - №3 – Київ, 2000 – с.137-143.
3. Панов Ю.Б., Панов Б.С., Гриффин В.Л. Возраст и состав литосферной мантии Волынского блока Украинского щита и перспективы его алмазоносности // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна». – Вип.8(136). – Донецьк, ДонНТУ, 2008 – С. 165-170.
4. Панов Ю.Б., Проскурня Ю.А., Гриффин В.Л. Состав литосферной мантии Шепетовской площади Украинского щита и перспективы ее алмазоносности// Збірник наукових праць Національного гірничого університету, №34 – Т.2 – Дніпропетровськ, 2010 – с.5-11
5. Панов Ю.Б., Проскурня Ю.А., Гриффин В.Л. Возраст и состав литосферной мантии Карпатского региона (верховья р.Днестр) и перспективы его алмазоносности // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія “Гірничо-геологічна”, вип.11 (161) – Донецьк: ДонНТУ. - 2010, с.160—168

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Ю.М. Нагорным
Надійшла до редакції 31.10.2012*

УДК 553.96

© И.Л. Сафронов, А.М. Чернорай

ПРИЧИНЫ И УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ БУРОУГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НАД СОЛЯНЫМИ ШТОКАМИ (СЕВЕРО-ЗАПАДНЫЕ ОКРАИНЫ ДОНБАССА)

Приведена история образования бурого угольных месторождений на примере Ново-Дмитровской структуры, что позволяет выявить причины и особенности условий их образования над соляными штоками северо-западных окраин Донбасса.

Наведена історія утворення буровугільних родовищ на прикладі Ново-Дмитрівської структури, що дозволяє встановити причини і особливості умов їх утворення над соляними штоками північно-західних окраїн Донбасу.

Data are given about the history of formation for brown coal deposits on example of Novodmitrovskaya structure. It is allow to expose the causes and peculiarities of conditions for brown coal deposits formation over salt plugs in north-west outlying districts of Donbass.

В истории формирования Ново-Дмитровского месторождения бурых углей можно выделить два основных этапа: допалеогеновый и кайнозойский. В первом произошло формирование диапировой структуры и зарождение

надсолевой депрессии благоприятной для накопления торфяников, а в кайнозойе – торфообразование с последующим формированием пластов бурого угля, песчано-глинистых и хемогенных пород.

Единой точки зрения о времени и механизме образования воронок-грабен над штоками девонской соли нет. Принято считать, что в Днепровско-Донецкой впадине (ДДВ) существует несколько уровней внедрения каменной соли: докарбонный, карбонный, доверхнепермский, доверхнемеловой, допалеогеновый. Некоторые исследователи полагали, что Ново-Дмитровский диапир внедрился в предпалеогеновое время, а воронка над ним сформировалась в палеоген-неогеновое время при выщелачивании соляного ядра морскими или подземными водами.

Выщелачивание соли морскими водами объяснить невозможно, так как трансгрессия оставляет брекчированные породы, залегающие над штоком. Интенсивного размыва этих пород мы не наблюдаем не только на Ново-Дмитровской структуре, но и на других: Степковской, Берекской, Бантышевской. В базальных горизонтах палеогена отсутствуют обломки брекчии. Выщелачивание соли подземными водами также маловероятно. Подтверждают наш вывод следующие основные факты.

1. При выщелачивании соли подземными водами последние должны содержать высокие концентрации NaCl. Однако, подземные воды Ново-Дмитровского месторождения гидрокарбонатно-сульфатные и гидрокарбонатно-сульфатно-хлоридные, с подчиненным количеством хлоридов относительно карбонатов и сульфатов.

2. Установлена слабая связь между водоносными горизонтами, что значительно затрудняет процессы выщелачивания соли и вынос ее за пределы месторождения.

3. При выщелачивании соли подземными водами, окружающие шток породы должны быть засолены. Однако, засоление наблюдается только в непосредственной близости (до 10 м) от соляного ядра в надсоляной брекчии. Минералогическими исследованиями выцветы соли спорадически установлены только в нижней части бучакских отложений. В вышележащих отложениях засоление не наблюдается.

4. Химическими анализами золы углей отмечено низкое содержание оксида натрия, которое колеблется для различных пластов угля в пределах 0,5-3,1 %, а в углистых глинах и породных прослоях содержание Na_2O колеблется в пределах 0,2-1,3 %.

5. В результате выщелачивания соли должно было бы произойти обогащение базальной части брекчированных пород гипсами, ангидритами, известняками, т.е. породами, сопровождающими каменную соль с образованием кепрока. Однако, на Ново-Дмитровской и на других солянокупольных структурах типичные кепроки не установлены.

6. Предварительные расчеты показывают, что для образования воронки над Ново-Дмитровским штоком необходимо “выщелочить” 7,2 млрд.м³ или свыше 15 млрд.т каменной соли при средней площади 9 км², глубине 800 м и объемном весе соли 2,41 г/см³. Для того, чтобы растворить такое количество

соли с образованием насыщенного раствора (310-320 г/л), необходимо около 45 млрд.м³ воды: если насыщение раствора будет меньше в 2 или 4 раза, то воды необходимо в 2 или 4 раза больше. Такое количество выщелоченной соли должно дать заметное засоление близлежащих пород и водоносных горизонтов. Этого вблизи месторождения не наблюдается.

7. При описании механизма образования “воронки” в результате выщелачивания соли морскими водами некоторые авторы считают, что возрастающая по мере заполнения депрессии статическая нагрузка на соль способствует более интенсивному прогибанию “донной части развивающейся депрессионной впадины”. Подсчитанные скорости опускания штока и скорости аккумуляции осадков от эоцена до четвертичного возраста опровергает такое толкование образования “воронки”. Скорости накопления осадков в эоцене и олигоцене в несколько раз больше, чем в миоцене и плиоцене и не зависят от статической нагрузки.

8. Трудно объяснить ступенчатое строение бортов “воронки” обрушением их в результате выщелачивания. Ведь только между Южным и Основным сбросами заключено приблизительно 35 млн.м³ или 57,5 млн.т породы.

9. И наконец, в случае образования “воронки” в результате выщелачивания трудно объяснить ритмичность осадкообразования, перемежаемость мелкозернистых и крупнозернистых песчаников, размывы и распачкование угольных пластов, а также несогласное залегание полтавских отложений неогена и бережки на породах палеогенового возраста.

Условия образования Ново-Дмитровской структуры в допалеогеновое время представляются в следующей последовательности.

Формирование структурных элементов Восточно-Европейской платформы началось на рубеже нижне- и среднедевонской эпохи. В это время создается Днепровско-Донецкая впадина – одна из наиболее интересных структур платформы. От смежных положительных структур – Украинского щита и Воронежской антеклизы, она отделяется серией ступенчатых сбросов глубинного заложения. Кристаллический фундамент впадины разбит на блоки смещенные друг относительно друга в вертикальном и диагональном направлениях. Погружаясь в юго-восточном направлении от Черниговского выступа (глубина 2 км) до северо-западных окраин Донбасса (глубина 6,5-7 км) она заполняется вулканогенно-осадочными породами от среднего девона до нижней перми включительно, не испытывая при этом резких тектонических преобразований. Они проявляются лишь в слабых конседиментационных процессах формирования структурных элементов осадочной толщи и зарождении диапиризма.

В результате проявления заключительных фаз герцинского тектогенеза (заальская и пфальцская) в Донбассе формируются линейные и разрывные нарушения: надвиги в центральной части и сбросы на его окраинах. В северо-западной части складкообразование сопровождается проявлением диапиризма девонской соли. Внедрение соли происходило по зонам и узлам пересечения разломов, на площадях усложнения пликативной складчатости, т.е. на наиболее ослабленных участках. Необходимо подчеркнуть, что на площади северо-западных окраин Донбасса диапиры девонской соли не были выведены на

дневную поверхность, а соль не размывалась и не выщелачивалась. В незначительном объеме подвергались размыву только брекчированные породы над соляным ядром. Форма диапиров, как правило, цилиндрическая (например, Степковская, Берекская), реже валообразная (Адамовский, Ново-Дмитровский).

В последующие эпохи на территории северо-западных окраин Донбасса происходит накопление морских и континентальных отложений верхней перми, триаса, юры и нижнего мела. Образование этих формаций сопровождается тектоническими подвижками, размывами и угловыми несогласиями. Наиболее ярко эти движения проявились на Славянском куполе, где отмечен размыв нижнетриасовых отложений. В юрское время наблюдается смена морских отложений континентальными и затем снова морскими. Однако в этот этап проследить изменения структуры диапиров на территории северо-западных окраин Донбасса не представляется возможным, т.к. на большинстве антиклиналей эти отложения отсутствуют. Можно предполагать, что одновременно с вмещающими диапирами антиклиналями в результате подвижки и напряжений сформировались трещиноватости, которые явились каналами миграции нефти, газа и гидротермальных растворов.

По нашему мнению, в течение всего мезозоя, т.е. до начала палеогена подъем соляного штока замедлился и протекал совместно с блоками вмещающих пород. Этому способствовало снижение пластичности соляной массы за счет изменения температурного режима вблизи поверхности.

С конца верхнего мела и до начала эоцена на площади северо-западных окраин Донбасса и юго-восточной части ДДВ господствует континентальный режим, а территория выводится на поверхность и подвергается эрозии и разрушению. Континентальный этап закончился в эоцене и территория вновь начинает опускаться и покрываться мелким морем, трансгрессирующим с северо-запада, т.е. из ДДВ. Одновременно на Ново-Дмитровской структуре формируется грабен который заполняется терригенными осадками – кварц-глауконитовыми и кварцевыми песками. Обломочный материал песков представлен полуокатанными зёрнами, что указывает на относительную близость коренного источника. На это также указывает состав базального горизонта бучакской свиты, представленного на Ново-Дмитровском месторождении гравелитами или конгломератами с плохо отсортированными и полуокатанными гальками кварца и кремня. Размер их от первых мм до 4-5 см, кремнистые гальки по своему облику напоминают кремни из верхнемеловых отложений. На Петровской структуре в гравелистых конгломератах встречены обломки каменного угля – продукты разрушения карбона Петровского купола. Расстояние переноса не превышало 1,5 км.

В отложениях бучакской свиты встречаются растительные остатки (обрывки витрена и фюзена, смоляные тельца, гелифицированное вещество). Однако, заметных скоплений эти остатки не образуют, и сравнительно равномерно распределяются по всей толще разреза.

Перерыва между осадконакоплением в бучакский и киевский века на Ново-Дмитровском месторождении не наблюдается. Хотя характер осадков

несколько меняется. В разрезе киевских отложений появляются светло- и темно-зеленые глины, гидростлюдистые, пластичные, скрытогоризонтальнослоистые с вкрапленниками и гнездами пирита. Песчаники киевской свиты по сравнению с бучакскими более равномернозернистые с преобладанием мелко- и среднезернистых разностей. Они содержат значительное количество глауконита, слоистость неправильная, линзовидная. Как глины, так и песчаники карбонатизированы. За пределами месторождения в составе киевской свиты появляются мергели и глинистые известняки. Более тонкозернистый материал киевской свиты, а также неправильная, линзовидная слоистость песчаников позволяет предполагать, что осадки в Ново-Дмитровский бассейн поступали периодически, а скорости осадконакопления уменьшились по сравнению с бучакским временем.

Скорость накопления эоценовых осадков в Ново-Дмитровской депрессии составляет 23,5 м в 1 млн. лет, или 0,02 мм в год. Формирование их происходило в условиях мелководного морского бассейна на глубине 100-200 м [1].

В киевское время глубина бассейна сохраняется, что создает оптимальные условия для максимального глауконитообразования. Здесь же появляются первые горизонты глинистых осадков. В бучакское время бассейн был более мелководный и глубина его периодически менялась, что привело к накоплению разнозернистых осадков от гравелистых до мелкозернистых.

Фаунистическая и флористическая характеристики отложений эоцена позволяют предположить, что в районе месторождения в это время был умеренно теплый климат, а растительность покрывала широкие площади на берегах эоценового моря. В мелководных зонах развивались мангровые заросли и болота.

В харьковское время климатические и палеографические условия оставались в общем такие же, но скорость осадконакопления возрастает и это происходит в условиях пульсационных, иногда полнокомпенсируемых колебательных движений на фоне интенсивного погружения грабена. Полнокомпенсируемые и инверсионные движения способствуют образованию болотно-озерных участков, на месте которых формируются первые угольные пласты Ново-Дмитровского месторождения (I и II горизонты). Количество глауконита в песчаных разностях пород резко снижается вверх по разрезу харьковской свиты (от 20% до 1-2%), что позволяет предположить уменьшение глубин аккумулярующего бассейна. Отличительной чертой палеографических условий является также то, что в бассейн начинают поступать осадки из более отдаленных районов, которые образуют линзы и горизонты каолинит-монтмориллонитовых глин.

Берекская свита представлена наиболее мощным угольным пластом (Основной пласт) и вышележащей глинисто-кремнистой толщей – переслаивание диатомитов и подчиненных им глин с прослоями горючих сланцев. Нижние горизонты диатомитовой толщи содержат линзы хемогенных сульфатно-карбонатных (гипсово-доломитовых) пород с вкраплениями самородной серы достигающими промышленных концентраций.

Палинокомплекс Основного угольного пласта и ботаническое изучение лигнитов показывает, что семейство таксодиевых играло значительную роль при формировании берекских торфяников, покрытых лесами из секвой, таксодиума, папоротников и других хвойных и покрытосеменных, принадлежащих к родам ныне распространенным на значительном удалении от Донбасса.

Ареалы торфонакопления берекского времени были небольшими и ограничивались островами морского мелководья (Ново-Дмитровское, Берекское, Бантышевское, Степковское и другие месторождения).

В это время преобладает умеренно теплый и влажный климат, обмеление моря с образованием обособленных болот, озер и лагун. В начале берекского времени в пределах месторождения установились болотные условия, которые способствуют образованию наиболее мощного (до 74 м) Основного угольного пласта. Погружение протекало медленно и устойчиво, что способствовало непрерывному накоплению мощного торфяного слоя. Поступление материала в бассейн происходило главным образом с северо-запада, чем объясняется локальное расщепление Основного пласта на несколько пачек разделенных прослоями песка.

После образования Основного угольного пласта физико-химические условия меняются. Происходит более быстрое опускание дна бассейна, резко повышается его соленость и начинают отлагаться хемогенные осадки – карбонатно-гипсовая толща. Вслед за этим происходит похолодание климата, количество растворенных сульфатов и карбонатов уменьшается и повышается количество кремнезема. Это привело к образованию горизонтов диатомитов, среди которых встречены сине-зеленые водоросли. Последние могут существовать только на глубинах, не превышающих нескольких десятков метров.

Скорость осадконакопления в олигоцене наиболее велика. Она достигает 32 м в 1 млн. лет или 0,03 мм в год.

Формированием берекской свиты на месторождении завершается морской этап развития месторождения. Выше олигоцена залегают типичные континентальные отложения.

Палеогеновые отложения месторождения несогласно перекрываются неогеновыми. В основании неогена залегает горизонт углистой глины буровато-черного цвета, которая является естественным водоупором между палеогеновым и неогеновым водоносными горизонтами.

В связи с этим воды берекской свиты были захоронены, притока в этот горизонт почти не наблюдается, аэрирование их практически не осуществляется, возникает резкий дефицит кислорода. Этот дефицит еще более увеличивается в связи с редукцией сульфатов и образованием самородной серы и сероводорода. Сероводород реагирует с железом, это приводит к образованию сульфидов (пирит, марказит), чем и объясняется повышенное содержание этих минералов в верхних частях Основного угольного пласта.

Разрез полтавской свиты на месторождении начинается горизонтом глин с обломками и катышками нижележащих диатомитов, намывами алевроитопесчаного материала с растительными остатками, со спикулами пресноводных губок. Этот горизонт несогласно и с перерывом залегает на нижележащих от-

ложениях. Распространение отложений полтавской свиты значительно шире, чем образований берекской свиты. В отличие от других районов, полтавские отложения Ново-Дмитровки представлены в основном глинистым материалом, с прослоями пресноводных известняков, мергелей, бурых углей и сапропелево-гумусовых горючих сланцев.

Выше базального горизонта располагается сложнопостроенный Сложный пласт бурого угля, мощность которого достигает 27 м. Еще выше по разрезу залегает Верхний буроугольный пласт. Сложный пласт состоит из 4 пачек, Верхний из 2.

Разделяющие буроугольные пачки породы представлены углистыми глинами с примесью монтмориллонита, реже – мелкозернистыми песками. Эти межугольные прослои хорошо выдержаны по простиранию. Сложное строение угольных пластов полтавской свиты объясняется неустойчивым тектоническим режимом бассейна, изменчивостью его глубин, цикличностью осадкообразования, сменой болотных условий озерными и затем снова болотными. Глинистые отложения полтавского возраста Ново-Дмитровского месторождения представляют собой типичные континентальные озерные осадки с пресноводной фауной, отпечатками флоры, панцирями пресноводных диатомей, спикулами пресноводных губок.

Начиная со среднего миоцена на исследуемой территории наблюдается резкое уменьшение субтропического элемента флоры с увеличением пыльцы умеренных элементов. Это свидетельствует о том, что темпы прогрессирующего в течение всего кайнозоя похолодания особенно заметно возросли с середины миоцена.

Ко времени образования Верхнего (V) пласта заторфование водоемов сократилось, стало локальным, причем фитоценозы состояли из порослей ольхи, березы, сосны, представителей второго яруса – тростников и осок, а третий ярус составляли кустарники *Egicaceae* и травы.

В полтавское время уменьшается скорость осадконакопления и составляет всего 6,5 м на 1 млн. лет или 0,006 мм в год. Мощности осадков также значительно уменьшились (в 2-2,5 раза). К концу полтавского века уменьшаются площади распространения угольных пластов. Верхний горизонт занимает в 2 раза меньшую площадь, чем Сложный пласт. Это вызвано, прежде всего деградацией водоемов, сокращением площади лесов, широким развитием степей, уменьшением влажности климата. Все это приводит к сокращению озерно-болотных фаций, которые сменили аллювиальные отложения плиоцена.

В заключение отметим общие закономерности формирования Ново-Дмитровского и других подобных месторождений.

1. Накопление растительного и терригенного материала происходило на фоне общего погружения региона. Незначительные и непродолжительные инверсионные движения практически не сказались на характере осадков, значительных размывов или перерывов в осадконакоплении не отмечено.

2. С эоцена до конца неогена наблюдается закономерное изменение мощностей и скоростей аккумуляции осадков. Мощность толщ закономерно уменьшаются вверх по разрезу от 470 м в среднем палеогене до 80 м в плиоцене.

Также снижаются мощности пластов бурого угля – от 108 м в олигоцене до 49 м в миоцене. Соответственно меняются и скорости накопления осадков и, соответственно, органического вещества. Необходимо также отметить, что некоторое увеличение скорости осадконакопления в плиоцене вызвано размывом миоценовых пород.

3. Изменяются и фациальные условия накопления осадков. В палеогеновую эпоху на площади месторождения распространены морские фации, в неогеновую – континентальные. Набор этих фаций также закономерно изменяется: от типичных аллювиальных в бучакское время и озеро-болотных в полтавское время до засоленных (лагунных) в берекское время в плиоцене.

4. Климат меняется от влажного субтропического в среднем палеогене до континентального засушливого в плиоцене.

5. Угленакопление происходило в благоприятных структурно-тектонических и климатических условиях. Угли Основного и Сложного пластов – автохтонные. В почве их встречаются следы корней растений (“кучерявчики”), очень часто встречаются крупные обломки растительного вещества в вертикальном или близком к вертикальному положению, незначительная минеральная примесь в угольной массе, выдержанная мощность угольных пластов и т.д. В пластах IV₁, IV₃, IV₄, V₁ и V₂ проявляются признаки аллохтонности: частое переслаивание угля с прослоями породы, обилие минеральных примесей (высокая зольность, непостоянная мощность, появление спор с бурой окраской и плохой сохраненностью и т.д.).

Список литературы

1. Отчет о детальной разведке Ново-Дмитровского месторождения бурых углей.[текст]:Отчет. В.А. Ласьков и др. фонды 95 – г. Артемовск, 1972.-453 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Ю.М. Нагорным
Надійшла до редакції 31.10.2012*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков

ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ СВИНЦА, ХРОМА И НИКЕЛЯ В УГЛЯХ ОСНОВНЫХ РАБОЧИХ ПЛАСТОВ ДОНЕЦКО- МАКЕЕВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА ДОН- БАССА

В статье рассмотрены особенности распределения Pb, Cr и Ni в угольных пластах Донецко-Макеевского геолого-промышленного района.

У статті розглянуто особливості розподілу Pb, Cr та Ni у вугільних пластах Донецько-Макіївського геолого-промислового району.

The peculiarities of Pb, Cr and Ni distribution in the coal strata of Donecko-Makeevskogo geological and industrial district have been considered in the article.

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

Последние достижения. Автором совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким, А.Б. Москаленко [1, 2, 3] исследованы особенности распределения ванадия и хрома в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогатительных фабрик Донбасса, а также совместно с А.Л. Лозовым [4] рассмотрены особенности распределения основных токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пластов Павлоград-Петропавловского района. В тоже время, особенности накопления свинца, хрома и никеля в угольных пластах Донецко-Макеевского района до настоящего времени совместно не рассматривались.

Формулирование целей. В данной работе основными задачами изучения геохимии токсичных элементов в основных рабочих угольных пластах являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций свинца, хрома и никеля; формирование представительных выборок их содержаний по отдельным угольным пластам и по району в целом; установление средних концентраций этих элементов в угле пластов, свит и района в целом; анализ распределения их содержаний в целом по району; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями данных элементов и другими основными токсичными и потенциально токсичными элементами, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

Изложение результатов. Собранный материал характеризует содержание V, Cr и Ni в углях 64 пластов относящихся к свитам C_2^2 (пласт g_2^B), C_2^3 (пласты $h_1, h_2, h_2^1, h_3, h_4, h_5, h_6, h_6^1, h_8, h_{10}^H, h_{10}, h_{10}^B, h_{10}^1$), C_2^4 (пласты i_1^5, i_2^1), C_2^5 (пласты $k_1, k_2, k_2^2, k_3^H, k_3^{B+H}, k_3^B, k_3^1, k_4^{2H}, k_4^2, k_4^{2B}, k_5, k_5^1, k_6^H, k_6, k_7, k_7^1, k_8^H, k_8$), C_2^6 (пласты $l_1^H, l_1, l_1^B, l_1^1, l_2, l_2^1, l_3, l_3^1, l_4, l_6, l_6^1, l_7, l_7^1, l_8, l_8^1$), C_2^7 (пласты $m_1, m_1^1, m_2, m_2^1, m_3, m_4^1, m_4^4, m_5, m_5^1, m_7$ и m_9) и C_3^1 (пласты n_1^H, n_1, n_1^B) среднего и верхнего отделов каменноугольного периода. Для получения наиболее объективных и сопоставимых данных в работе использовались в основном результаты полуколичественных и количественных анализов углей керновых проб полей шахт, а также резервных и разведочных площадей и участков района выполненных после 1983г. в центральных сертифицированных лабораториях геологоразведочных организаций, в ряде случаев они дополнялись анализами пластово – дифференцированных проб отобранных лично автором

или совместно с сотрудниками геологических служб производственных геологоразведочных и добывающих организаций.

Наиболее представительные [5] результаты были получены по 52 пластам: g_2^B , h_2 , h_2^1 , h_3 , h_4 , h_5 , h_6 , h_6^1 , h_8 , h_{10}^H , h_{10} , h_{10}^B , h_{10}^1 , i_1^5 , i_2^1 , k_1 , k_2 , k_2^2 , k_3^H , k_3^{B+H} , k_3^B , k_3^1 , k_4^{2H} , k_4^2 , k_4^{2B} , k_5 , k_5^1 , k_6^H , k_6 , k_7 , k_8^H , k_8 , l_1^H , l_1 , l_1^B , l_1^1 , l_2^1 , l_3 , l_4 , l_6 , l_7^1 , l_8^1 , m_2 , m_3 , m_5 , m_5^1 , m_7 , m_9 , n_1^H , n_1 и n_1^B , залегающих в пределах полей шахт «Калиновская Восточная», им. Засядько, «10-бис», «Бутовская», им. Калинина, «Бутовка – Донецкая», «Наклонная», «№ 2», «№ 12-18», им. Орджоникидзе, им. Поченкова, им. Скочинского, «Панфиловская», им. Горького, им. Абакумова, им. Ленина, им. Бажанова, им. Батова, им. Кирова, «60 лет Советской Украины», «Чайкино», «11-бис», «13-бис», «№21», «Ясиновская Глубокая», «Пролетарская Крутая», «Советская», «Глубокая», «Грузская Наклонная», «Заперевальная», «Ясиновская Глубокая», «Мушкетовская», «№9 Капитальная», «№6 Красная Звезда», «Октябрьский Рудник», «Лидиевка», им. Челюскинцев, «Кубышевская», «Моспинская», «Октябрьская», «Трудовская», а также резервных и разведочных площадей и участков «Бутовская Глубокая №2», «Кировская Глубокая», «Орджоникидзевская Глубокая №2-4», «Орджоникидзевская Глубокая №3-5», «Авдеевский», «Абакумовская Глубокая», «Трудовская Глубокая», «Георгиевская Глубокая», «Рутченковская» и «Новомоспинская Западная», «Макеево-Смоляниновская».

С целью получения представительных оценок содержания ванадия, хрома и никеля в углях, как отдельных пластов, свит, так и в целом по району единичные определения были объединены по отдельным пластам в 52 по-объектных выборки, а дальнейший расчет средних значений концентраций выполнялся как средневзвешенного на объем объекта. При расчетах объема принималась средняя мощность пласта в пределах объекта, а площади достоверно установленных размывов и выклинивания пластов не учитывались. Выборочные средние концентрации свинца в углях пластов по свитам составляют: $C_2^2 - 10,3$ г/т, $C_2^3 - 10,6$ г/т, $C_2^4 - 8,3$ г/т, $C_2^5 - 12,1$ г/т, $C_2^6 - 8,9$ г/т, $C_2^7 - 4,5$ г/т, $C_3^1 - 8,5$ г/т, а в целом по району – 9,0 г/т; хрома: $C_2^2 - 36,3$ г/т, $C_2^3 - 24,8$ г/т, $C_2^4 - 31,7$ г/т, $C_2^5 - 35,3$ г/т, $C_2^6 - 26,4$ г/т, $C_2^7 - 8,7$ г/т, $C_3^1 - 22,6$ г/т, а в целом по району – 23,0 г/т; никеля: $C_2^2 - 23,5$ г/т, $C_2^3 - 21,0$ г/т, $C_2^4 - 38,3$ г/т, $C_2^5 - 20,9$ г/т, $C_2^6 - 18,6$ г/т, $C_2^7 - 12,9$ г/т, $C_3^1 - 17,2$ г/т, а в целом по району – 18,3 г/т.

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

В результате установлено, что для свинца в пяти, а для хрома и никеля только в двух случаях различия между выборочными средними содержаниями в углях ближайших по стратиграфическому разрезу исследованных пластов являются статистически незначимыми: это соответственно пары пластов $h_2^1 - h_3$; $h_7 - h_8$; $k_2 - k_2^2$; $m_5^1 - m_7$; $n_1 - n_1^B$; $h_8 - h_{10}^H$; $m_5 - m_5^1$; $h_2 - h_2^1$; $m_5^1 - m_7$; отличие между выборочными средними концентрациями этих элементов в

углях пластов соседних свит во всех случаях оказывается значимым, градиент между выборочными средними содержаниями рассматриваемых элементов в угольных пластах достигает максимума в свитах C_2^4 и C_2^6 , минимума в свитах C_2^3 и C_2^7 .

Полученные результаты дают основание предположить, что основные факторы, контролирующие накопление свинца, хрома и никеля в углях района, в процессе формирования соседних пластов и дальнейшего преобразования угленосной толщи существенно изменялись, причем интегральное влияние этих факторов на содержание этих элементов в углях пластов было максимально для пластов свит C_2^4 и C_2^6 .

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

1). Наличие статистически значимой связи концентрации свинца в углях района с зольностью (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,48), линейное уравнение регрессии:

$$Pb = 0,2189 + 0,803A^d$$

2). Наличие статистически значимой связи концентрации свинца в углях района с содержанием серы общей (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,59), линейное уравнение регрессии:

$$Pb = 0,138 + 0,5963S_{\text{общ}}$$

3). В углях района свинец образует геохимическую ассоциацию с хромом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,39), с ванадием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,47), линейные уравнения регрессии:

$$Pb = 0,03747 + 0,22927Cr,$$

$$Pb = 0,02481 + 0,27589V$$

В то же время, на отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [6] выявлена значимая положительная корреляционная связь свинца с содержанием фюзенизированных микрокомпонентов. На участках маловосстановленных углей резкое повышение содержания свинца значимо коррелирует с увеличением концентраций германия.

4). Статистически значимое уменьшение содержания свинца в угле участков пластов непосредственно примыкающих к внутриформационным размывам.

5). Статистически значимое существенное увеличение концентраций свинца на локальных участках пластов с непосредственной алевролит-аргиллитовой почвой и аргиллитовой кровлей (например, участки пласта l_1 и l_1^1 на поле шахты «Пролетарская Глубокая», пласта h_3 на поле шахты им. Горького, пласта k_7 поля шахты им. Румянцева, пласта h_{10} на полях шахт «60-летия Советской Украины» и им. Калинина и др.).

6). Во всех исследованных пластах наблюдается незначительное увеличение концентрации свинца с ростом степени углефикации угля, усложнением строения пластов и уменьшением их мощности, увеличением количества внутрипластовых минерализованных прослоев, трещиноватости и степени восстановленности углей. Причем при расщеплении пластов обогащение свинцом угля происходит в пачке с меньшей мощностью. Например, пласт n_1 на поле шахты «Бутовская» расщепляется на 2 самостоятельных пласта n_1^B и n_1^H . В северо-восточной части шахтного поля более обогащена свинцом верхняя маломощная пачка, а юго-восточной – свинец концентрируется в нижней пачке имеющей меньшую мощность.

7) Резкое увеличение содержаний свинца, хрома и никеля в угле пластов на участках наличия в их верхней части прослоя сапропелита (например, пласт m_3 в пределах поля шахты «Ясиновская Глубокая» и др.).

8). В разрезе пластов, концентрация свинца в угле обычно возрастает в верхней, прикровельной части пласта.

9). Весь объем выборки характеризуется средним значением 9 ± 1 . Таким образом, среднее содержание свинца в углях района соответствует средней концентрации свинца в каменных углях месторождений бывшего СССР – 10 г/т [7]. Фоновое содержание составляет 5,8 г/т.

10). Средние значения содержания свинца в угле только одного пласта k_5^1 из всех основных рабочих пластов района превышают значение ПДК в углях.

11). Связь содержаний свинца с литологическим составом углеводородных пород заключается в статистически значимом увеличении его концентраций на локальных участках пластов с непосредственной алевролит-аргиллитовой почвой и аргиллитовой кровлей.

12). Наличие геохимической ассоциации хрома с ванадием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,67), с кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,49), со свинцом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,52), с никелем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,56), с фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,66), линейные уравнения регрессии:

$$\begin{aligned}Cr &= 0,06 + 0,73 \cdot V, & Cr &= 0,10 + 0,96 \cdot Co, \\Cr &= 0,14 + 0,41 \cdot Pb, & Cr &= 0,05 + 0,81 \cdot Ni, \\Cr &= 0,05 + 0,73 \cdot F.\end{aligned}$$

13). Наличие геохимической ассоциации никеля с ванадием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,56), с хромом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,56), с кобальтом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,44), со свинцом (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,56), линейные уравнения регрессии:

$$\begin{aligned}Ni &= 0,13 + 0,40 \cdot V, & Ni &= 0,15 + 0,36 \cdot Cr, \\Ni &= 0,15 + 0,57 \cdot Co, & Ni &= 0,16 + 0,30 \cdot Pb.\end{aligned}$$

14). Наличие в углях района статистически значимой связи концентраций хрома с зольностью (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,71),

никеля с зольностью (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,61), линейные уравнения регрессии:

$$Cr = 0,109 + 0,537 \cdot Ad, \quad Ni = 0,097 + 0,43 \cdot Ad.$$

15). Статистически значимое существенное увеличение концентраций хрома и никеля на локальных участках пластов с непосредственной алевролит-аргиллитовой почвой и аргиллитовой кровлей (например, участки пласта l_1 и l_1^1 на поле шахты «Пролетарская Глубокая», пласта h_3 на поле шахты им. Горького, пласта k_7 поля шахты им. Румянцева, пласта h_{10} на полях шахт «60-летия Советской Украины» и им. Калинина и др.).

16) В отличие от свинца в целом по району статистически значимой связи хрома и никеля с содержаниями общей серы не зафиксировано. В то же время по отдельным пластам и участкам пластов с аномально высокими содержаниями этих элементов такая связь установлена. Например, пласты i_2^1 и k_1 .

17). На отдельных участках исследованных пластов (с использованием метода Червякова В.А. [6]) выявлена значимая положительная корреляционная связь концентраций хрома и никеля с содержанием гелифицированных микрокомпонентов.

Выводы:

1. Выборочные средние концентрации свинца в углях пластов по свитам составляют: $C_2^2 - 10,3$ г/т, $C_2^3 - 10,6$ г/т, $C_2^4 - 8,3$ г/т, $C_2^5 - 12,1$ г/т, $C_2^6 - 8,9$ г/т, $C_2^7 - 4,5$ г/т, $C_3^1 - 8,5$ г/т, а в целом по району – 9,0 г/т; хрома: $C_2^2 - 36,3$ г/т, $C_2^3 - 24,8$ г/т, $C_2^4 - 31,7$ г/т, $C_2^5 - 35,3$ г/т, $C_2^6 - 26,4$ г/т, $C_2^7 - 8,7$ г/т, $C_3^1 - 22,6$ г/т, а в целом по району – 23,0 г/т; никеля: $C_2^2 - 23,5$ г/т, $C_2^3 - 21,0$ г/т, $C_2^4 - 38,3$ г/т, $C_2^5 - 20,9$ г/т, $C_2^6 - 18,6$ г/т, $C_2^7 - 12,9$ г/т, $C_3^1 - 17,2$ г/т, а в целом по району – 18,3 г/т.

2. Основные факторы, влияющие на концентрацию свинца, хрома и никеля в ближайших по стратиграфическому разрезу угольных пластах в процессе угленакопления и последующих эпигенетических преобразований угленосной толщи испытывали значительные вариации.

3. Установлено, что в целом по району наблюдается значимая прямая линейная зависимость концентраций рассматриваемых элементов с зольностью, незначительное увеличение их концентрации с ростом степени углефикации угля, усложнением строения пластов и уменьшением их мощности, увеличением количества внутрипластовых минерализованных прослоев. Наличие значимой прямой зависимости содержаний свинца, хрома и никеля с зольностью позволяет прогнозировать снижение их концентрации в процессе углеобогащения.

4. Связь содержаний рассмотренных элементов с литологическим составом углевмещающих пород заключается в статистически значимом увеличении их концентраций на локальных участках пластов с непосредственной алевролит-аргиллитовой почвой и аргиллитовой кровлей.

Основное научное значение полученных результатов заключается в расчете средневзвешенных концентраций этих элементов в углях основных пластов и свит, выявление состава и характера их типоморфных геохимиче-

ских ассоциаций, а также установление особенностей их накопления в углях района.

Основное практическое значение полученных результатов состоит в расчете уравнений регрессии между элементами, входящими в геохимические ассоциации рассматриваемых элементов, а также в установлении связи их концентрации с зольностью.

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 сборник научных трудов, 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 Національної гірничої академії України. №2. – Днепропетровск, 2001. – С. 57-61.
5. Гавришин А.И. Оценка и контроль качества геохимической информации. -М.: Недра, 1980. – 287с.
6. Червяков В.А. Концентрация поля в современной картографии. – М.: Наука, 1978. – 149 с.
7. Клер В.Р. Изучение сопутствующих полезных ископаемых при разведке угольных месторождений. – М.: Недра, 1979. – 272 с.

Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорним Ю.М.

Надійшла до редакції 31.10.2012

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Ащеулова Олеся Валентинівна - аспірантка кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету.

Баркова Валентина Вікторівна – ведучий інженер лабораторії «Новые технологии переработки сырья и промышленных отходов», Национальная Академия Наук Украины Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова, г. Днепропетровск.

Борисовская Елена Александровна – к.т.н., доцент кафедри екології ВНЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

Бубліків Андрій Вікторович – доцент кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет". м. Дніпропетровськ.

Валяев Александр Михайлович – аспірант кафедри екології НГУ, г. Днепропетровск.

Вапнічна Вікторія Вікторівна – к.т.н., доцент кафедри геобудівництва та гірничих технологій Інституту енергозбереження та енергоменеджменту Національного технічного університету України «КПІ», м. Київ.

Васюк Алексей Григорьевич – начальник внутришахного транспорту шахти «Павлоградская» ПАТ «ДТЕК Павлоградуголь», г. Павлоград.

Власян Світлана Варужанівна – аспірант кафедри хімічної технології неорганічних речовин, Дніпродзержинський державний технічний університет.

Волошин Микола Дмитрович – д.т.н., професор, завідувач кафедри хімічної технології неорганічних речовин, Дніпродзержинський державний технічний університет.

Гаркуша Ольга Андреевна – студентка, Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Денисюк Ольга Ростиславовна – магістр кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

Єгоров Олександр Петрович – доцент, завідувач кафедри "Автоматизації виробничих процесів", НМетАУ, м. Дніпропетровськ.

Зберовский Виктор Александрович – інженер-механік ООО «НПП ГИТ», г. Днепропетровск.

Заиченко Виктор Анатольевич – научный сотрудник института проектирования горных предприятий при НГУ, г. Днепропетровск.

Зуєвська Наталія Валерьевна – д.т.н., доцент, Національний технічний університет України «КПІ», м. Київ.

Зберовський Олександр Владиславович – д.т.н., зав. кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету.

Инкин Александр Викторович – к.т.н., доцент, докторант каф. гидрогеологии и инженерной геологии, Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Ишков Валерий Валериевич – к.г.-м.н., зав. каф. минералогии и петрографии Державного ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Іванченко Анна Володимирівна – к.т.н., ст. викладач кафедри хімічної технології неорганічних речовин, Дніпродзержинський державний технічний університет.

Казола Аугушто Домингуш – аспірант кафедри открытых горных работ Национального горного университета, г. Днепропетровск.

Клименко Тетяна Карлівна – к.б.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету.

Кобеляцький Ігор Юрійович – аспірант кафедри відкритих гірничих робіт, Державний вищий навчальний заклад "Національний гірничий університет", м. Дніпропетровськ.

Ковров Александр Станиславович – доцент кафедри екології, Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Колесник Валерий Евгеньевич, д.т.н., профессор кафедры экологии Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Коровин Вадим Юрьевич – к.х.н., заведующий лабораторией «Новые технологии переработки сырья и промышленных отходов», Национальная Академия Наук Украины, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова, руководитель научно-учебного центра «Сорбент» ИГТМ – ДГТУ.

Коровин Юрий Федорович – д.т.н., профессор кафедры экологии и охраны окружающей среды Днепродзержинского государственного технического университета.

Костелов Сергій Сергійович – аспірант кафедри "Автоматизованого управління виробничими процесами" (АУВП), Луцький національний технічний університет (ЛНТУ).

Кузьменко Михайло Юрійович – аспірант кафедри "Автоматизації виробничих процесів", НМетАУ, м. Дніпропетровськ.

Куликова Дарья Владимировна, ассистент кафедры экологии Государственного ВУЗа "НГУ", г. Днепропетровск.

Левчук Игорь Леонидович – асистент кафедри «Комп'ютерно інтегрованих технологій і метрології» ДВНЗ «Український державний хіміко-технологічний університет», м. Дніпропетровськ.

Литвиненко Константин Викторович – аспірант кафедри метрологии и информационно-измерительных технологий, НГУ, г. Днепропетровск.

Лозовягін Олексій Володимирович – асистент кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", ДВНЗ «НГУ», г. Дніпропетровськ.

Маркіна Людмила Миколаївна – аспірант кафедри "Автоматизованого управління виробничими процесами" (АУВП), Луцький національний технічний університет (ЛНТУ).

Маслов Артем Владиславович – студент ДВНЗ "Національний горний університет", г. Днепропетровск.

Мацюк Ірина Миколаївна – к.т.н., доцент кафедри основ конструювання механізмів і машин, Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Дніпропетровськ.

Мещеряков Леонид Иванович – д.т.н., доцент кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем НГУ, г. Днепропетровск

Новицкая Анна Владимировна – магістр кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем ГВУЗ “Национальный горный университет”, г. Днепропетровск.

Носкін Дмитро В'ячеславович – аспірант кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г.Дніпропетровськ.

Огєєнко Павло Юрійович – асистент кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г.Дніпропетровськ.

Павличенко Артем Владимирович – к.б.н., доцент кафедри екології ВНЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

Панов Ю.Б. – кандидат геологических наук, доцент кафедри «Полезные ископаемые и экологическая геология» Донецкого национального технического университета

Панченко Валерій Васильович – кандидат технічних наук, доцент, кафедри відкритих гірничих робіт, Державний ВНЗ “Національний гірничий університет”, м. Дніпропетровськ.

Посунько Людмила Николаевна – доцент кафедри транспортних систем і технологій ГВУЗ “Национальный горный университет”, г. Днепропетровск.

Проскурня Ю.А. - кандидат геологических наук, доцент кафедри «Полезные ископаемые и экологическая геология» Донецкого национального технического университета

Присяник Анатолій Васильович – канд. техн. наук, голова ДНВП «Ельдорадо», м. Дніпропетровськ,

Присяник Марія Анатоліївна – аспірантка кафедри АКС, Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г.Дніпропетровськ.

Ропай Валерій Андреевич – д.т.н., проф. каф. строительной, теоретической и прикладной механики НГУ, г. Днепропетровск.

Рудаков Дмитрий Викторович – д.т.н., с.н.с., заведуючий кафедри гідрогеології і інженерної геології Державного ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Садовенко Іван Олександрович – доктор технічних наук, професор кафедри гідрогеології та інженерної геології Державного ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Сафронов Игорь Леонидович – к.г.-м.н., доцент кафедри ГИРПИ Государственное высшее учебное заведение ”НГУ”, г. Днепропетровск.

Солодовник Леонід Максимович – доктор технічних наук, професор кафедри економіки підприємств, Державний вищий навчальний заклад “Національний гірничий університет”, м. Дніпропетровськ.

Сорока Юрій Миколайович – к.т.н., ст. викладач кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету.

Тимошук Василь Іполитович – кандидат технічних наук, доцент кафедри гідрогеології та інженерної геології Державного ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Ткаченко Елеонора Дмитрівна – магістр кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Ткаченко Сергій Миколайович – канд. техн. наук, доцент кафедри АКС НГУ г. Днепропетровск..

Ткачов Віктор Васильович – д.т.н., професор, зав. кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет" г. Днепропетровск.

Трипутень Микола Мойсейович – к.т.н., доцент кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет" г. Днепропетровск.

Чернорай Анна Михайловна – асистент кафедри ГИРПИ Государственное высшее учебное заведение "НГУ", г. Днепропетровск

Шестак Юрій Григорьевич – ведучий інженер лабораторії «Новые технологии переработки сырья и промышленных отходов», Национальная Академия Наук Украины Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова, г. Днепропетровск.

Шестозуб Анатолій Борисович – к.т.н., доцент кафедри хімічної технології неорганічних речовин, Дніпродзержинський державний технічний університет.

Ширин Артем Леонидович – аспірант кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем ГВУЗ "Національний горний університет", г. Днепропетровск.

Шляхов Едуард Михайлович – доцент кафедри основ конструювання механізмів і машин, Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Юрченко Аннета Анатольевна – канд. тех. наук., асистент кафедри екології ГВУЗ "Національний горний університет", г. Днепропетровск.

Ясир Юсеф Хусейн Аль Хатиб – аспірант кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем ГВУЗ "Національний горний університет", г. Днепропетровск.

З М І С Т

1	І.О. Садовенко, В.І. Тимошук Моделювання механізму гідрогединамічного навантаження основної покрівлі вугільних пластів над механізованим кріпленням очисного вибою.....	5
2	И.А. Садовенко, Д.В. Рудаков, А.В. Инкин Численное исследование особенностей теплового поля вокруг подземного газогенератора.....	11
3	В.Ю. Коровин, Ю.Ф. Коровин, Ю.Г. Шестак, В.В. Баркова, А.М. Валяев Фрактальные характеристики матриц твердых экстрагентов.....	21
4	Л.И. Мещеряков, А.Л. Ширин, Л.Н. Посунько, А.Г. Васюк Задачи систем автоматизированного управления процессами транспортирования грузов канатными напочвенными дорогами тяжелого типа.....	28
5	И.Ю. Кобеляцкий, В.В. Панченко, Л.М. Солодовник Рациональная динамика развития транспортной сети на автомобильных отвалах.....	34
6	А.Д. Казола Состояние и перспективы открытой разработки алмазоносных месторождений республики Ангола.....	46
7	В.А. Ропай, В.А. Заиченко Оценка погрешностей в определении модуля упругости резины при сжатии, связанных с учетом изменений размеров образца в процессе испытаний.....	51
8	К.В. Литвиненко Герт - моделирование рисков простоев на транспортном цикле автосамосвала.....	61
9	Н.В. Зуєвська Вплив температурного фактора на інтенсифікацію просідання лесових ґрунтів.....	68
10	V.V. Varnichnaya Mechanism of explosive cavity filling by structure-forming material.....	74
11	П.Ю. Огеенко, А.В. Лозовягин Лаборатория EDUNET по изучению основ работы с программируемыми логическими контроллерами фирмы PHOENIX CONTACT.....	79
12	А.П. Егоров, М.Ю. Кузьменко, В.Н. Куваев, В.Я. Хижняк Анализ потерь годного металла в обрешку и систем оптимального раскроя.....	84
13	В.В. Ткачев, А.В. Бубликов, Э.Д. Ткаченко Моделирование переходных процессов в системе автоматического управления технологическим процессом дозирования компонентов комбикормов.....	92
14	И.Н. Мацюк, Э.М. Шляхов Определение кинематических параметров шестизвеной четырехповодковой структурной группы третьего класса в программе MATHCAD.....	100
15	Н.М. Трипутень, Д.В. Носкин Исследование возможности повышения эффективности управления процессом фильтрования на ГОКах.....	105

16	С.С. Костелов, Л.М. Маркіна Можливості інтеграції систем автоматизації бібліотечної діяльності у вищих навчальних закладах.....	112
17	И.Л. Левчук Разработка математической модели процесса каталитического риформинга в каскаде реакторов.....	122
18	А.В. Просянык, М.А. Просяник, С.М. Ткаченко Перспективные направления развития автоматизированных систем на предприятиях хранения и переработки зерна.....	128
19	С.М. Ткаченко, А.В. Маслов Питання іскробезпеки при вимірюванні температури в силосах елеваторів.....	136
20	Л.И. Мещеряков, А.В. Новицкая Модели второго уровня управления АСУ ТП аглофабрики.....	142
21	Л.И. Мещеряков, О.Р. Денесюк Информационное и программное обеспечение определения намагниченности геологических объектов по измеренным магнитным аномалиям.....	146
22	Ясир Юсеф Хусейн Аль Хатиб Оценка лингвистических переменных и формирование системы нечетких логических уравнений интеллектуальной идентификации барабанных мельниц.....	155
23	В.С. Хілов Оцінка впливу частотно-інформаційних властивостей трансмісії й оборотної електрорушійної сили на керування внутрішнього контуру регулювання.....	165
24	С.В. Власян, М.Д. Волошин, А.Б. Шестозуб, А.В. Іванченко Дослідження можливості застосування шламу кальцієвої селітри для очищення міської стічної води від фосфатів.....	174
25	В.І. Симоненко, О.О. Анісімов, Л.С. Гриценко Створення безпечних умов при розробці нерудних родовищ із зменшеною санітарно-захисною зоною.....	180
26	А.А. Юрченко Исследование коэффициента захвата аэрозольных частиц каплями воды при орошении.....	187
27	Ю.Н. Сорока Основные принципы радиационного мониторинга в районах размещения объектов добычи и переработки урановых руд.....	195
28	А.В. Павличенко, О.О. Борисовська Дослідження властивостей рослинних відходів та обсягів їх утворення на території м. Дніпропетровськ.....	207
29	А.С. Ковров Перспективы использования шахтных вод ликвидируемых угольных шахт для производства минеральной воды.....	214
30	Т.К. Клименко Особливості просторового розподілу важких металів у ґрунтах м. Дніпродзержинська.....	222
31	В.Е. Колесник, Д.В. Куликова Обоснование геометрических параметров усовершенствованного горизонтального отстойника для условий водоотлива действующей шахты.....	229
32	О. В. Ащеулова, О.В. Зберовський, Т.К. Клименко, О.А. Гаркуша Дослідження фізичних та агрохімічних властивостей ґрунтів при їх довготривалому зберіганні в буртах.....	239
33	О.В. Інкін, Д.В. Рудаков Прогнозування впливу зон підвищеної проникності водотриву на локалізацію підтоплених ділянок.....	245

34	В.А. Зберовский Повышение технологической и экологической эффективности эксплуатации карьерных автосамосвалов.....	253
35	Ю.Б. Панов, Ю.А. Проскурня Температуры образования хром-пиропов геоблоков Украинского щита и перспективы их алмазности.....	261
36	И.Л. Сафронов, А.М. Чернорай Причины и условия формирования буроугольных месторождений над соляными штоками (северо-западные окраины Донбасса).....	269
37	В.В. Ишков Особенности распределения свинца, хрома и никеля в углях основных рабочих пластов донецко-макеевского геолого-промышленного района донбасса.....	276