

**Міністерство освіти і науки України
Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»**

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету**

№ 44

**Дніпропетровськ
2014**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2014 — № 44 — 191с.

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 № 9 від 13.11.2014 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 .

© Державний ВНЗ «НГУ», 2014

Редакційна Рада збірника:

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

Редакція:

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

Експертно-редакційна колегія:

Відкрита розробка РКК

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

Збагачення корисних копалин

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

Екологічна безпека

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

Підземна розробка РКК

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

Маркшейдерія

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

Шахтне і підземне будівництво

Шашенко О.М. – д.т.н., проф.
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.
Росенко А.М. – д.т.н., проф.
Сдвіжкова О.О. – 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

Приходченко В.Ф. – д.геол.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..
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.
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.
Колесник В.Є. – д.т.н., проф.

Адреса редакції:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Ішкову В.В. тел./ факс 726-77-04,
46-90-92, 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 целей статьи** (постановка задачи) (до 20 строк);
- **изложение основного материала исследований** с полным обоснованием полученных научных результатов (5-8стр.);
- **выводы** по данному исследованию с указанием новизны, теоретической и практической значимости полученных научных результатов, перспективы дальнейшего развития в данном направлении (до 30 строк);
- **список использованных источников** - ссылки на литературные источники (не более 5), как правило, приводятся во вступлении при анализе последних достижений и публикаций на которые опирается автор.

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

- * УДК – вверху слева, без отступов;
- * Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;
- * Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;
- * Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см ;
- * Текст 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. ⇔

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

* Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и вносятся 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.

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 (067) 636-16-18 **Зберовский Александр Владиславович**

К СТРАТИГРАФИИ ПРИАЗОВСКОЙ ЧАСТИ УКРАИНСКОГО ЩИТА. ГУЛЯЙПОЛЬСКО-ПРИМОРСКАЯ, СЕВЕРНАЯ ЗОНЫ ЗАВЕРШЕННОЙ СКЛАДЧАТОСТИ.

СТАТЬЯ 2. БЕЛОЦЕРКОВСКО-СОРОКИНСКАЯ ПОДЗОНА

Детально рассмотрено внутреннее строение пачек пород в подсветах гуляйпольской свиты и установлены взаимоотношения свиты с нижележащими образованиями для сопоставления геологического разреза с таковым в Белоцерковско-Сорокинской зоне складчатости, в частности с осипенковской свитой.

Детально розглянута внутрішня будова пачок підсвіт гуляйпольської світи і встановлені взаємвідношення світи з утвореннями, що залягають нижче, для співставлення геологічного розрізу з таким у Білоцерківсько-Сорокінській зоні, зокрема з осипенківською світою.

The internal structure of the “Gulyay-Pole” suite’s subsuite packages was considered in detail. Determination of the suite’s correlation with the lower-laying formations for the comparison of the geologic sections with the one in the “Belaya Tserkov – Sorokin” folding zone in particular with the “Osipenkov” suite was revealed.

Введение. Данная статья продолжает и дополняет ранее опубликованную работу по стратиграфии Приазовского мегаблока (Каталенец, 2014). Обобщающими работами по изучению строения стратиграфических разрезов Приазовского мегаблока (ПМ) является монография Щербака Н.П. с соавт. (1985, 1989).

Белоцерковско-Сорокинская подзона складчатости (БСЗС) или юго-восточная часть Гуляйпольско-Приморской зоны расположена между Центральноприазовской, Корсакской складчатостями зонами, а также между Куйбышевско-Федоровским, Гуляйпольско-Куйбышевским, Салтычанским гранито-гнейсовыми куполами (рис. 1).

Восточная ее граница тектоническая, проходит через Розовский субмеридиональный разлом (катаклиз, милонитизация) и Лозоватско-Кременевский разлом северо-восточного простирания, где она сопряжена с Сачкинской моноклинально-складчатой структурой. Кроме того, западное окончание БСЗС усложнено Корсак-Черниговской дугообразной зоной разломов, Сорокинским (юг) и Куйбышевским, Каменомогильским (север) разломами северо-западного простирания. Наличие других сближенных разломов между последними и такого же направления позволяет считать БСЗС структурой, находящейся в зоне смятия и поздних тектонических движений на ПБ при широком проявлении низкотемпературного метасоматоза.

В структуре выражен позднепротерозойский-фанерозойский дайковый комплекс (ортофиры, андезиты, лампрофиры, сиениты), малые интрузии порфиритов, монцонитов. Гранитоидный комплекс представлен порфировидными двуслюдяными гранитными, биотитовыми, амфиболовыми, в том числе с биотитом мигматитами и плагиогранитами. Метаморфический комплекс включает двупироксен-амфибол-плагиоклазовые кристаллосланцы, метаультрабазиты, гнейсы (биотитовые, кордиеритовые, силлиманитовые, корундовые, графито-

вые), железосиликатные сланцы и железистые кварциты. В других элементарных структурах субширотного простирания наблюдается снижение роли высокоглиноземистых пород, а также гранат-биотитовых гнейсов и сланцев. Развиты в этой зоне карбонатные породы и безрудные кварциты.

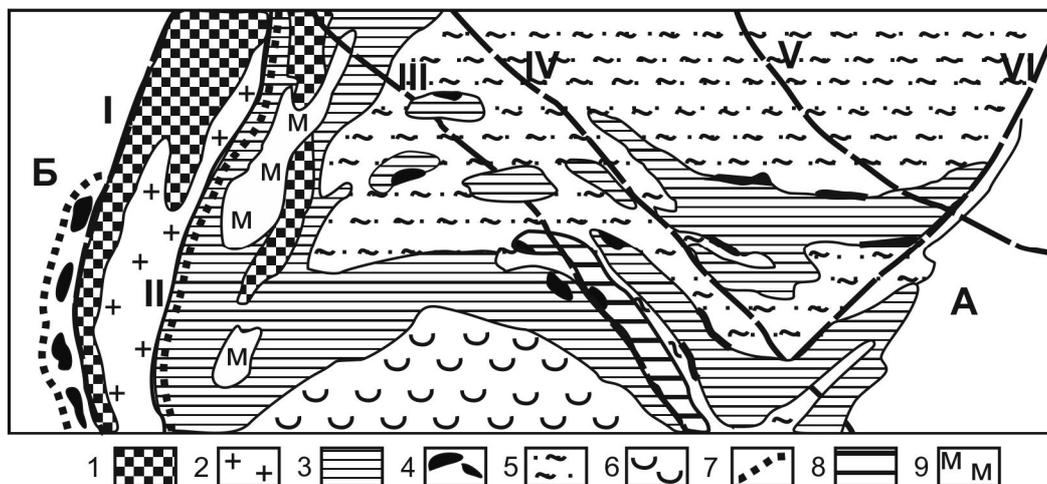


Рис. 1. Схематическая карта Белоцерковско-Сорокинской зоны складчатости: 1 – гнейсы и кристаллосланцы двупироксеновые, диопсидовые, гранат-биотитовые, амфиболиты, ультрабазиты измененные, габброиды, эндербиты, чарнокиты. 2 – граниты и мигматиты амфибол-биотитовые, диориты; 3 – гнейсы и кристаллосланцы биотитовые, амфибол-пироксеновые, амфибол-биотитовые, менее силлиманит-биотитовые, гранат-биотитовые, амфиболиты, ультрабазиты, в верхней части кальцифиры; 4 – проявления железистых кварцитов (железорудная пачка); 5 – гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые, биотит-силлиманитовые с корундом, кордиеритом, графит-биотитовые, амфиболиты (диопсид-амфиболовые, амфибол-биотитовые), плагиогнейсы; 6 – породный комплекс Салтычанского гранито-гнейсового купола; 7 – карбонатитовый комплекс; 8 – породный комплекс грабенообразной Сорокинской зоны разлома; 9 – магнитные аномалии. Разломы: I – Корсакский; II – Черниговский; III – Сорокинский; IV – Николаевский; V – Куйбышевский; VI – Лозоватско-Кременевский. Зоны складчатости: А – Центрально-приазовская (Сачкинская моноκлинально-складчатая структура); Б – Корсакская.

Железоносный комплекс БСЗС выражен в таких железорудных полях: Белоцерковском (включает Тристановское, Ланцевское, Бельманковское проявление железистых кварцитов), Очеретянское, Мокроконкское и Сорокинском (включает рудонаправления Балка Крутая, Андреевское, Сорокинское, Засоринское, Родионовское, которые находятся в сфере влияния разломов северо-западного простирания).

Рудовмещающая формация отмеченной складчатой зоны не выдержана по металлогеническому набору, минеральным парагенезисам, степени метаморфизма, тектонической переработке, характеру метасоматических изменений, в том числе и в пегматитовом комплексе. Обращает на себя внимание и тот факт, что в пределах одной и той же толщи (пакетах) и в пластах наблюдаются минеральные парагенезисы, отвечающие гранулитовым, амфиболитовым и даже зеленосланцевым условиям метаморфизма. Объяснить такое явление избирательным характером процесса метаморфизма при прогрессивной его направленности не представляется возможным.

Метасоматические преобразования в структуре, как правило, приурочены к сближенным тектоническим нарушениям северо-западного, простирания (Сорокинская, Куйбышевская или Куйбышевско-Гайгурская, Каменномогильская и др. зоны между ними), а также субмеридионального направления (Черниговский разлом).

Черниговский разлом в южной своей части падает на восток под углом $45-48^\circ$, простирается по Аз. $320-340^\circ$, в северной части он имеет более крутое залегание, а азимут простирания $10-30^\circ$, что позволяет отнести его к дугообразному типу. Данный разлом контролирует размещение карбонатитового комплекса (2090-2190 млн. лет; Артеменко Г.В. с соавт., 1985) и выступ глубокометаморфизованных гнейсов и кристаллосланцев основного состава, плагиогранитов. Выступ отделяет БСЗС на западе от Корсакской зоны складчатости (КЗС) и Гуляйпольского блока.

В лежачем боку карбонатитового комплекса (мощность 500-800 м) залегают гнейсы и кристаллические сланцы биотит-пироксенового состава переходящие в биотитовые гнейсы. Последние сменяются метасоматитами сиенитового и альбитового состава. Они выражены и в карбонатитовой зоне, образуя с ними перемежающуюся толщу. Рудная зона в таком случае может иметь увеличенную мощность. В висячем боку залежи расположены молодые пироксениты, тела которых субпараллельны телам карбонатитов. Непосредственно в контакте с пироксенитами могут залегать сиенит-альбитовые образования или фенитизированные гнейсы и кристаллические сланцы, аналогичные лежачему блоку. Сиенит-альбитовая зона в дальнейшем (по разрезу) переходит в фенитизированную зону и затем перекрывается амфиболовыми и биотит – пироксеновыми гнейсами.

По простиранию разлома в южном направлении карбонатитовый комплекс сменяется эпидотовыми, хлорит-эпидотовыми и альбититовыми с микроклином метасоматитами.

В северной части зоны разлома (зоне оруденения) гранито-гнейсовый комплекс пород является реликтовым. Вновь образованная ассоциация представлена пироксенитами, нефелиновыми сиенитами, сиенитами, альбититами, карбонатными породами (жильная карбонатизация за пределами тел карбонатитов, которая тяготеет к сочетанию пироксенитов и сиенитов).

По мере перехода от рассмотренного тектонического района на восток метаморфический комплекс и деформационная обстановка существенно меняется по отношению к Гуляйпольской подзоне. В пределах БСЗС выражена складчатость высших порядков и интенсивная тектоническая проработка пород в зонах разломов. Главными нарушениями выступают Сорокинский, Николаевский, Куйбышевско-Гайчурский, Каменномогильский и параллельные им локальные разломы северо-западного простирания, Михайловско- Белоцерковский, Салтычанский, Лозоватско-Кременевский и параллельные им разломы северо-восточного простирания, Конкский разлом субширотного простирания на севере структуры (рис. 1). Отмеченное позволяет, с учетом метасоматической проработки пород, металлоносности, отнести ее к зонам смятия.

Анализ элементов залегания пород в рассматриваемом районе дает право отметить такие детали строения:

- в северо-восточной части складчатой структуры метаморфический комплекс падает в таком же направлении, изменяя угол падения от 50 до 70°;

- в юго-западной части складчатой зоны наблюдается падение пород толщи в сторону Сорокинского разлома (угол падения от 40 до 80°). Крутые углы падения характерны для приразломной части, пологие – для срединной части;

- в области смены углов падения наблюдается выход пород нижней части стратифицированного разреза образующих Центральный антиклинальный выступ, осложненный Николаевской разломной зоной;

- аналогичный Южный выступ расположен юго-западнее (ближе к Сорокинскому разлому) и приурочен к участку резкого изменения углов падения пород от 50-60° до 70-80°, что очевидно обусловлено ступенчатым перемещением блоков по разломам параллельных Сорокинскому;

- в западном – юго-западном замыкании структуры выражены мелкие купольные структуры сложенные аналогичным комплексом пород, что и в отмеченных выше поднятиях;

- в окаймлении крайней западной – юго-западной части структуры, вдоль юго-западного борта Сорокинского разлома и Лозоватско-Кременевского разлома выходит тот же метаморфический комплекс, что и в валлообразных поднятиях (нижняя часть стратиграфического разреза). При этом в зоне сопряжения с Черниговским разломом более выражен гранулитовый комплекс, представленный гиперстеновыми, гиперстен-роговообманковыми двупироксеновыми кристаллосланцами, а также, присутствуют известково-силикатные сланцы и чарнокиты. Аналогичное наблюдается в межразломной зоне Черниговского и Корсакского разломов;

- в пределах мелких купольных поднятий БСЗС и впадин прослеживаются участки с малыми углами падения пород (30-60°).

Стратифицированный разрез БСЗС рудной формации несет черты Центральноприазовской и Корсакской зон складчатости. Здесь выделяется нижняя терригенная пачка со слабым развитием мрамор-кальцифировой пачки. В связи с этим она более сходна по строению с подрудной частью разреза Корсакской зоны складчатости. Перерывающими пачками выступают железорудная, кристаллосланцевая (амфиболитовая), карбонатно-графитовая и гнейсо-мигматитовая.

Терригенная пачка представлена (в переменном количестве) биотитовыми, двупироксен-амфиболовыми, биотит-пироксеновыми, биотит-амфиболовыми гнейсами, двупироксеновыми, роговообманково-пироксеновыми кристаллосланцами, амфиболитами, кальцифирами.

Рудная пачка включает железистые кварциты (куммингтонит-магнетитовые, диопсид-магнетитовые, двупироксен-магнетитовые), амфиболиты, плагиогнейсы, кальцифиры.

Кристаллосланцевая пачка имеет небольшую мощность и в основном представлена амфиболитами (кристаллосланцами), двупироксен- и пироксен-амфиболовыми, амфибол-биотитовыми гнейсами.

Завершает разрез пачка высокоглиноземистых (карбонатно-графитовая) и глиноземистых гнейсов (гнейсо-мигматитовая). Пачки глиноземистых гнейсов

представлены гранат-силлиманит-биотитовыми, силлиманит-биотитовыми плагиогнейсами, силлиманит-биотит-микроклиновыми, силлиманит- кордиеритовыми гнейсо-сланцами, белыми безрудными кварцитами, корунд-шпинель-биотитовыми, графитовыми, биотит-амфиболовыми, биотитовыми, биотит-гранатовыми гнейсами, менее амфиболитами и плагиоклазитами.

Для нижней части разреза более характерны плагиоклазовые, а верхней части – двуполевошпатовые мигматиты с амфиболом и биотитом.

Структурный контроль выхода железистой пачки являются куполо- и валообразные поднятия, где она занимает борта этих структур.

Так в центральной части БСЗС вдоль северо-восточного борта Центрального валообразного поднятия картируется Белманковское, Ланцевское, а юго-западном его борту Тристановское и другие проявления железистых кварцитов (железорудной пачки). В валообразном поднятии, к юго-западу от предыдущего, получают развитие Тристановское, Хворостянское, Балка Крутая и другие проявления железистых кварцитов. В юго-западном борту Сорокинской зоны разлома (с северо-запада на юго-восток) имеют место Андреевское, Сорокинское, Ольгинское, Родионовское и другие проявления железистых кварцитов. В самой зоне разлома расположены Родионовское и Южно-Сорокинское проявления железистых кварцитов. К западному замыканию БСЗС приурочены Мокроконкское, Очеретянское и другие проявления железистых кварцитов тяготеющих к мелким купольным поднятиям.

В тектонически проработанной части БСЗС (Сорокинский и Куйбышевский разломы) распространен породный комплекс, который исследователи относят к осипенковской свите. Здесь отмечают биотит-амфиболовые гнейсы (сланцы), амфиболиты, метаультрабазиты, амфибол-магнетитовые кварциты, а также мрамора, глиноземистые и высокоглиноземистые сланцы, в том числе графитсодержание. В данной толще выражена однотипность метаморфизма пород (от зелесланцевой до эпидот-амфиболитовой фации), тектонические контакты, интенсивное рассланцевание, бречирование, макро- и микробудинаж, катаклиз пород. Выразительно здесь прокатывание обломочного материала в тектонических швах с образованием «карандашных структур» и псевдоконгломератов. Вместе с тем, установлено

1 – глиноземистые гнейсы претерпели окварцевание (кварцито-сланцы), мусковитизацию, турмалинизацию, фибролитизацию, микроклинизацию;

2 – пироксен-магнетитовые кварциты – амфиболизацию (развитие куммингтонита-грюнерита по пироксену и магнетиту);

3 – метаультрабазиты – амфиболизацию (роговая обманка, актинолит, тремолит), серпентинизацию, оталькование.

Для карбонатных пород характерны: флогопитизация, тремолитизация. В зонах их тектонической проработки (внутри и приконтактных частей карбонатных тел) метасоматиты представлены такими минеральными сочетаниями: амфибол-биотит-тремолитовые, амфибол-пироксен- микроклиновые, флогопит-тремолитовые, графит-биотит-тремолитовые, биотит- микроклин-тремолитовые с графитом, сфеном, турмалином, эпидотом.

Дополним, что породная ассоциация по направлению вытянутости Сорокинского разлома образует разные пакеты:

1 – чередование амфиболитов, железистых кварцитов, сланцев, кварцито-сланцев, безрудных кварцитов, мраморов (в южной части);

2 – амфиболиты, метаультрабазиты (в разной степени амфиболизированные, серпентинизированные), гранат-биотитовые сланцы, железистые кварциты, биотитовые, мусковитовые, ставролитовые, андалузит-ставролитовые, гранат-биотит-мусковитовые, биотит-мусковитовые сланцы (в центральной и северной части) разлома. Контакты пород в пакетах тектонические, вдоль них наблюдается интенсивная серицитизация и (или) двуслюдяные сланцы, дробление, прокатка обломков.

Исходя из сказанного, Сорокинская тектоническая зона характеризуется наличием таких пачек пород. Нижняя имеет в своем составе амфиболсодержащие гнейсы, амфиболиты, ультрабазиты, железистые кварциты, которую мы относим к железорудной пачке описанной в ЦЗС. В верхней пачке выражены карбонатные породы, амфиболиты, высокоглиноземистые сланцы (перемещающаяся пачка биотитовых, биотит-мусковитовых, гранат-биотитовых, силлиманит-, андалузит-, ставролит-, кианитсодержащих разновидностей). Среди толщи имеют место мусковитизация пород, жильные выделения с силлиманитом, розовым андалузитом и силлиманит-кварцевого состава. Аналогичные жильные выделения розового андалузита и площадная мусковитизация наблюдаются в мусковит-сланцевой и других пачках Гуляйпольского месторождения.

На прилегающей территории к Куйбышевскому разлому в БСЗС (верховья рек Мокрая и Сухая Конка, Драгунское месторождение корунда), выражены такие породы: гранитоиды (порфиroidные биотитовые, амфиболовые, биотит-амфиболовые), биотит-амфиболовые мигматиты, чарнокиты, биотит-плагиоклаз-гранатовые гнейсы, амфиболиты, плагиоклазиты, высокоглиноземистые гнейсы (силлиманит- и корундсодержащие), корунд-шпинель-биотитовые плагиогнейсы, в том числе с гранатом и кордиеритом. Наличие гигантозернистого (до 15 см) корунда, его парагенезис с микроклином, плагиоклазом, биотитом силлиманитом, шпинелью, гранатом, указывает на метасоматический процесс минералообразования.

Центральная и северная часть БСЗС характеризуется такой ассоциацией пород: кварциты пироксен-магнетитовые, магнетит-пироксеновые, гнейсы биотитовые, амфиболовые, амфибол-пироксеновые, графит-биотитовые, силлиманитовые, пироксен-гранатовые, глиноземистые (силлиманит-корунд-кордиеритовые), кальцифиры и мрамора, мономинеральные и полевошпатовые кварциты.

Породная ассоциация территории Белоцерковско-Сорокинской складчатой зоны различается по степени метаморфических и метасоматических изменений, металлоносностью, широким развитием редкометально-редкоземельных пегматитов. Гранитоидный комплекс развит на преобладающей части зоны, за исключением приразломных участков, где те же породные ассоциации претерпели низкотемпературные изменения вплоть до зеленокаменных. Выраженной ассоциацией пород является амфиболито-гнейсовая (кайинкулакская) толща, претерпевшая гранулитовый метаморфизм и затем диафторез. К верхней ее части приурочена продук-

тивная ультрабазит-базит-карбонатно-железисто-кремнистая формация характерная для Центральноприазовской, Корсакской, Орехово-Павлоградской складчатых зон (сачкинская свита). В антиформных поднятиях распространена гнейсово-кристаллосланцевая или верхнетокмакская толща с менее диафорированным гранулитовым комплексом пород. В зонах глубинных тектонических нарушений породный комплекс претерпел глубокие метасоматические изменения вплоть до зеленокаменных, характеризуется, кроме железа, локальным развитием сочетаний элементов: Rb, Cs; Ta, Nb, Li; Fe, Au; Ag, Pb; Y, Ce, La; Rb, Ta; Rb, Nb; Au, Ag, Cu; W, Sn, Al, U, Th. Степень и характер метасоматических изменений соответствует Гуляйпольской, Сачкинской, Юровскому участку Мариупольской, западному участку Терсянской структур. Отмеченное, в целом, не позволяет выделять самостоятельную осипенковскую свиту.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 15.04.2014*

УДК 549 : 622.7 : 553.31 (477.63)

© Т.В. Беспояско, Е.О. Беспояско, В.Д. Євтехов

ПРИКЛАДНА МІНЕРАЛОГІЯ ВІДХОДІВ ЗБАГАЧЕННЯ БАГАТИХ ГЕМАТИТОВИХ РУД КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ

Розглянуті мінералогічні властивості дрібнозернистих відходів збагачення багатих гематитових руд Валявкинського родовища Криворізького басейну. Наведені результати мінералого-технологічних експериментів з використанням магнітної й гравітаційної технологій їх повторного збагачення.

Рассмотрены минералогические свойства мелкозернистых отходов обогащения богатых гематитовых руд Валявкинского месторождения Криворожского бассейна. Приведены результаты минералого-технологических экспериментов с использованием магнитной и гравитационной технологий их повторного обогащения.

Mineralogical properties of fine-grained waste of enrichment of high grade hematite ores of the Valyavkinsky deposit of the Kryvyi Rig basin are considered. Results of mineralogo-technological experiments with use of magnetic and gravitational technologies of their repeated enrichment are given.

Вступ. Багаті залізні руди Криворізького басейну розробляються, починаючи з 1881 р. Протягом понад 130 років спостерігається поступове зменшення загального вмісту заліза ($Fe_{\text{заг}}$) в складі руд у покладах з 60–65 до 55–60 мас.%, в той же час вимоги металургійних підприємств до вмісту заліза в товарній сировини зростають. Для підвищення якості агломераційних руд на декількох шахтах Кривбасу на початку 60-х років ХХ ст. були збудовані збагачувальні фабрики, до яких у якості вихідної сировини направлялись найбільш низькоякісні (вміст $Fe_{\text{заг}}$ 46–53 мас.%) багаті гематитові руди. Їх мінеральний склад практично бімінеральний кварц-гематитовий [1, 2]. Найбільш поширеними методами збагачення кускових

руд були промивка, відсадка у водному середовищі, суха магнітна сепарація та ручна рудорозбірка. Збагачення дозволяло підвищувати вміст заліза в кінцевому корисному продукті до 54–56 мас.%. При цьому з вихідного матеріалу видалялась значна частина кварцу і другорядних мінералів (каолініту, карбонатів та ін.). Крупнозернисті відходи збагачення (розмір частинок понад 10–20 мм) із вмістом $Fe_{\text{заг}}$ 33–38 мас.% складавались у відвалах; тонкозернисті (розмір частинок до 1 мм) із середнім вмістом заліза близько 30 мас.% у вигляді водної суспензії (текучі хвости) скидались до хвостосховищ. В результаті на території шахт Кривбасу були накопичені значні за ресурсами техногенні поклади залізорудної сировини, яка за якісними показниками відповідає руді, що видобувається п'ятьма гірничозбагачувальними комбінатами басейну.

Мета роботи – дослідження мінералогічних чинників, які обумовлюють можливість виробництва високоякісного залізорудного концентрату з відходів збагачення багатих гематитових руд та складання мінералогічних рекомендацій до вибору оптимальної технології їх повторного збагачення.

Об'єкт досліджень. В якості об'єкту мінералогічних досліджень і технологічних експериментів автори використали тонкозернисті відходи збагачення багатих гематитових руд Центральної збагачувальної фабрики (ЦЗФ) шахти «Північна» ім. В.А.Валявка. Шахта, яка була закрита наприкінці 80-х років ХХ ст., видобувала руди приконтатної частини саксаганської та гданцівської свит криворізької серії (руди так званого «валявкинського типу») [2].

Методика досліджень. Мінералого-технологічні експерименти виконувались за стандартними методиками, з використанням серійних мікроскопів і лабораторних збагачувальних приладів у лабораторіях кафедр геології і прикладної мінералогії та збагачення корисних копалин Криворізького національного університету і в лабораторіях Науково-дослідного і проектного інституту «Механобрчормет» (м. Кривий Ріг). В якості вихідного при виконанні мінералого-технологічних експериментів використовувався матеріал 42 рядових мінералогічних проб лежалих хвостів ЦЗФ. За подібністю їх мінерального, хімічного, гранулометричного складу вони були скомпоновані в 7 об'єднаних мінералого-технологічних проб (МТП).

Результати мінералогічних досліджень матеріалу об'єднаних проб показали, що він складається, переважно, з розкритих (мономінеральних) частинок кварцу й гематиту (мартиту, меншою мірою залізної слюдки). В складі частинок мартиту іноді присутні реліктові включення магнетиту. Вміст розкритих частинок рудних мінералів у складі матеріалу різних об'єднаних проб коливається від 22,7 до 60,2 мас.%, розкритих нерудних частинок – від 31,2 до 72,4 мас.%. Кількість рудно-нерудних зростків із вмістом рудних мінералів від 5 до 95 мас.% не перевищує 9 мас.%. Другорядні мінерали представлені каолінітом, гідрослюдами, карбонатами. Загальний вміст їх незначний, в середньому не перевищує 5 мас.%. Рудоутворювальні мінерали хвостів помітно відрізняються за густиною (кварц 2650 кг/м^3 ; гематит і магнетит 5200 кг/м^3) і за питомою магнітною сприйнятливістю (магнетит сильномагнітний феромагнетик, гематит слабкомагнітний феримагнетик, кварц, силікати й карбонати практично немагнітні пара- й діамагнетики) [3–5]. За мінералогічними даними, було рекомендовано мінералого-технологічні експерименти проводити гравітаційним і магнітним методами.

На стадії рудопідготовки матеріал кожної з семи об'єднаних мінералого-технологічних проб був гранулометрично класифікований з метою підвищення ефективності збагачення. Методом дешламації з використанням гідроциклону з матеріалу проб були видалені частинки розміром менше 0,03 мм, які практично не беруть участі в процесі збагачення і заважають ефективному розділенню більш крупних рудних і нерудних частинок. Методом грохотіння з використанням сита з розміром отворів 0,1 мм з дешламованого матеріалу об'єднаних проб були видалені частинки розміром понад 0,1 мм, представлені, переважно, зростками гематиту з кварцом та іншими нерудними мінералами. Матеріал з крупністю частинок від 0,03 до 0,1 мм був направлений на збагачення [6,7].

Оскільки головний рудний мінерал хвостів гематит характеризується відносно низькою питомою магнітною сприйнятливістю, збагачення магнітним способом виконувалось з використанням високоінтенсивного магнітного сепаратора 259-СЕ (магнітна індукція від 0,5 до 1,0 Тл). Для оптимізації режиму збагачення з вихідного матеріалу попередньо видалявся магнетит – методом мокрої магнітної сепарації в полі з магнітною індукцією 0,12 Тл.

Збагачення гравітаційним способом проводились з використанням концентраційного столу СКЛ-2 з регульованим положенням деки і змінними характеристиками рухів столу, різним співвідношенням твердої і рідкої фаз у складі пульпи, яка направляється на збагачення, різною швидкістю подачі пульпи на деку.

Результати досліджень. Результати мінералого-технологічних експериментів з використанням магнітної технології збагачення у високоінтенсивному полі засвідчили, що з матеріалу досліджених проб можливо отримати залізорудний концентрат з досить низьким загальним вмістом заліза – від 57,61 до 59,02 мас.% (табл. 1). Але в поточний час на світовому ринку залізорудної сировини існує попит на продукцію з загальним вмістом заліза не нижче 64 мас.%. Таким чином, концентрат магнітного збагачення не відповідає вимогам і є неконкурентоспроможним.

Таблиця 1

Мінералого-технологічні показники магнітного збагачення МТП

Індекси МТП	Технологічні показники				
	α	концентрат		хвости	
		β	γ_k	ϑ	γ_x
МТ-1	46,50	57,93	63,4	26,70	36,6
МТ-2	43,45	58,15	54,9	25,56	45,1
МТ-3	37,61	59,02	37,7	24,65	62,3
МТ-4	31,78	58,89	27,5	21,50	72,5
МТ-5	27,63	58,24	20,7	19,64	79,3
МТ-6	21,85	58,33	9,8	17,89	90,2
МТ-7	17,79	57,61	5,3	15,56	94,7

α , β , ϑ – загальний вміст заліза ($Fe_{заг}$) в складі вихідного матеріалу (α), концентрату (β) й відходів збагачення (ϑ), мас.%; γ_k , γ_x – вихід концентрату (γ_k) і відходів збагачення (γ_x).

Мінералогічне вивчення концентратів, одержаних з матеріалу семи мінералого-технологічних проб показало, що основна причина низької якості концентрату полягає в присутності в його складі значної кількості частинок нерудних мінералів (головним чином, кварцу, а також, агрегатів дисперсногематит-каолінітового, гідрослюдиисто-каолінітового, каолініт-кварцового, дисперсногематит-кварцового складу). В зоні дії потужного магнітного поля сепаратора нерудні частинки захоплюються до концентрату разом з частинками гематиту у вигляді флокул (рис. 1).

Максимальний вміст заліза в складі концентрату (близько 59 мас.%) був одержаний з матеріалу мінералого-технологічних проб МТ-3 і МТ-4. Останній характеризувався: середніми значеннями розміру частинок, який не перевищував 0,071 мм, практично повним розкриттям індивідів і агрегатів рудних і нерудних мінералів, відносно низьким вмістом пелітоморфних частинок (розміром до 0,01 мм). Для більш крупнозернистого матеріалу проб МТ-1 і МТ-2 (розмір частинок до 0,1 мм), незважаючи на більш високий вміст у його складі $Fe_{заг.}$, був одержаний концентрат з більш низьким вмістом заліза – близько 58 мас.%. Причина цього – в захопленні до складу концентрату відносно крупних частинок, які представляли собою зростки рудних мінералів з кварцом і силікатами. З найбільш дрібнозернистого матеріалу проб МТ-7 (розмір частинок до 0,05 мм) через посилення ефекту флокуляції рудних і нерудних частинок зі зменшенням їх розміру був одержаний найменш якісний концентрат (табл. 1). Досліди з матеріалом проб МТ-5 і МТ-6 дали проміжні результати.

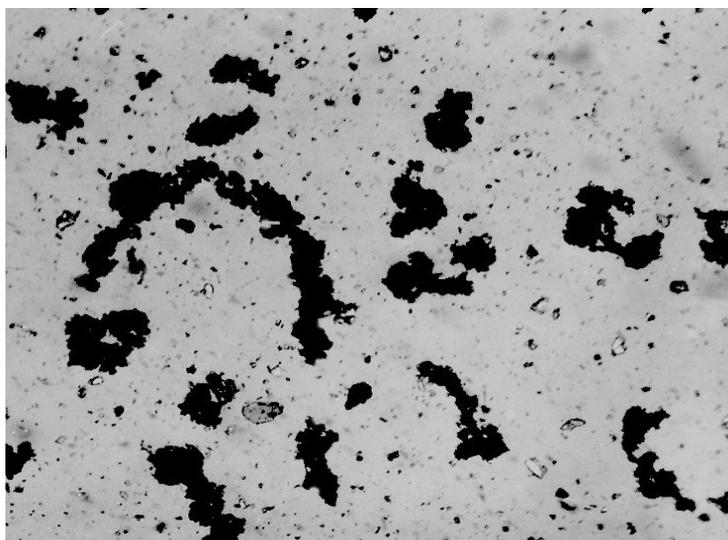


Рис. 1. Флокули кварц-гематитового складу, які утворились у сильному магнітному полі: чорне – гематит, сіре – силікати, біле – кварц. Прохідне світло, без аналізатора, збільшення $30\times$

Відходи магнітного збагачення крім частинок нерудних мінералів містили також рудно-нерудні зростки з переважанням кварцу або силікатів, а також тонкозернистий рудний матеріал, переважно, з розміром частинок до 0,03 мм. Останні схильні до утворення механічно нестійких агрегацій із частинками си-

лікатів (головним чином, глинистих мінералів). Такі частинки через низьку загальну магнітність слабо взаємодіють з магнітним полем сепаратора і втрачаються у відходах збагачення. Цим обумовлений відносно високий заліза у складі хвостів.

Результати збагачення матеріалу об'єднаних проб гравітаційним методом, які наведені в табл. 2, показали що, незважаючи на різний вміст заліза в складі вихідної сировини, з матеріалу всіх проб був одержаний концентрат високої й приблизно однакової якості – 64–66 мас.%. Відносно низькі показники збагачення найбільш дрібнозернистого матеріалу проби МТ-7 були спричинені недостатньою його здатністю до розділення на концентраційному столі. Більш крупнозернистий матеріал інших досліджених проб краще розділювався на столі на рудну (суттєво гематитову) і нерудну (суттєво кварцову) складові.

Мікроскопічні дослідження гравітаційного концентрату, одержаного з матеріалу всіх мінералого-технологічних проб, показали, що його мінеральний склад практично однаковий. На 87–89 мас.% концентрат представлений розкритими частинками рудних мінералів (мартиту, мартиту з домішкою магнетиту, залізної слюдки, гетиту). Кількість рудно-нерудних зростків становить 8–10 мас.%, розкритих частинок нерудних мінералів (головним чином, кварцу, в незначній кількості каолініту й інших силікатів) – 1–3 мас.%.

Таблиця 2

Мінералого-технологічні показники гравітаційного збагачення МТП

Індекси МТП	Технологічні показники, мас.%				
	α	концентрат		хвости	
		β	γ _к	ϑ	γ _х
МТ-1	46,50	65,42	56,4	22,02	43,6
МТ-2	43,45	65,54	49,8	21,54	50,2
МТ-3	37,61	65,81	37,6	20,60	62,4
МТ-4	31,78	65,69	25,7	20,05	74,3
МТ-5	27,63	65,47	16,1	20,37	83,9
МТ-6	21,85	64,83	2,2	20,88	97,8
МТ-7	17,79	63,96	0,3	17,65	99,7

Вміст рудних мінералів у складі відходів гравітаційного збагачення також приблизно однаковий для всіх об'єднаних проб. Загальний вміст рудних мінералів становить 24–32 мас.%. Розмір рудних частинок, зазвичай, не перевищує 0,03 мм. Як зазначалось вище, частинки такого розміру практично не беруть участі в збагаченні. Вміст рудно-нерудних зростків коливається від 4 до 8,5 мас.% Кількість розкритих нерудних частинок змінюється від 64 до 70 мас.%.

Висновки

1. Тонкозернисті відходи (лежалі хвости) Центральної збагачувальної фабрики шахти «Північна» ім. В.А.Валявка мають практично бімінеральний гематит-кварцовий склад. Загальний вміст другорядних мінералів (каолініт, гідросюди, карбонати, гетит, реліктовий магнетит та ін.) в середньому не перевищує 5 мас.%.

2. З урахуванням високого загального вмісту заліза в складі лежалих хвостів (в середньому близько 30 мас.%), було проведено дослідження їх збагачуваності з метою одержання високоякісного залізорудного концентрату. У відповідності з фізичними властивостями рудоутворювальних мінералів, повторне збагачення лежалих хвостів було рекомендовано виконати з використанням магнітної й гравітаційної технологій.

3. За результатами мінералого-технологічних експериментів, встановлено, що більш ефективним є гравітаційне збагачення, яке дає можливість виробляти гематитовий концентрат із загальним вмістом заліза 64–66 мас.%. Магнітна технологія забезпечує одержання концентрату із вмістом заліза не вище 60 мас.%.

4. Результати мінералого-технологічного дослідження лежалих хвостів дозволяють рекомендувати їх як високоякісну вторинну залізорудну сировину, що потребує збагачення.

Список літератури

1. Беспояско Т.В. Деякі особливості розкриття мінералів лежалих хвостів шахти «Північна» ім. В.А.Валявка (Криворізький басейн) / Т.В.Беспояско // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Донецьк.– 2008.– Серія «Гірничо-геологічна» Випуск 8 (136).– С. 29–33.
2. Беспояско Т.В. Особливості нагромадження і мінеральний склад відходів збагачення гематитових руд шахти «Північна» рудника ім.В.А.Валявка (Криворізький басейн) / Т.В.Беспояско // Записки Українського мінералогічного товариства, 2011. – том 8. – Київ. – 2011. – с. 11–14
3. Богданова И.П. Технологическая оценка железных руд. Изучение вещественного состава и обогатимости железных руд / И.П.Богданова, М.И.Гехт, И.Н.Докучаева // Москва: Недра, 1976. – С. 57–97.
4. Евтехов В.Д. Минералого-технологическое обоснование повторной переработки тонкозернистых отходов обогащения гематитовых руд Криворожского бассейна / В.Д.Евтехов, С.Э.Кирносов, Т.В.Беспояско // Геолого-мінералогічний вісник Криворізького технічного університету. – 2006. – №1(17). – С. 61–65.
5. Ревнивцев В.И. Роль технологической минералогии в обогащении полезных ископаемых / В.И.Ревнивцев // Записки Всесоюзного минералогического общества. – 1982. – №4. – С. 443–449.
6. Беспояско Т.В. Деякі риси топомінералогії і геохімії хвостосховища №2 шахти «Північна» ім. В.А.Валявка (Криворізький басейн) / Т.В.Беспояско, В.Д.Євтехов, Є.В.Євтехов // Геолого-мінералогічний вісник Криворізького технічного університету. – 2007. – №1(17). – С. 30–36.
7. Беспояско Т.В. Особливості варіації розміру мінеральних індивідів і агрегатів в межах хвостосховища центральної збагачувальної фабрики ш.«Північна» ім. В.А.Валявка / Т.В.Беспояско // Новое в технологии и технике переработки минерального сырья. Сборник научных трудов. – Кривой Рог, 2008.– С. 96–106.

Рекомендовано до публікації д.геол.н Барановим П.М..

Надійшла до редакції 27.11.2014

COMPARATIVE ANALYSIS OF SPATIAL REGULARITIES OF THE DEVELOPMENT OF HIGH-ORDER BREAKING FAILURES WITHIN THE AREAL FRAGMENTS OF SREDNEPRIDNEPROVSKII AND INGULSKII MEGABLOCKS OF UKRAINIAN SHIELD

Results of comparing trend azimuths of basic high-order breaking failures within Ukrainian shield in terms of Srednepridneprovskii and Ingulskii megablocks are given.

Изложены результаты сравнения азимутов простирания основных разрывных нарушений высоких порядков в пределах Украинского щита на примере Среднеприднепровского и Ингульского мегаблоков.

Викладено результати порівняння азимутів простягання основних розривних порушень високих порядків в межах Українського щита на прикладі Середньопридніпровського та Інгульського мегаблоків.

Introduction. Srednepridneprovskii (SPMB) and Ingulskii (IMB) megablocks are located within central part of Ukrainian shield covering about half of its area. Both megablocks being rich in mineral deposits have been studied in detail. Mineral and raw material base of Srednepridneprovskii and Ingulskii megablocks is one of the richest ones in nomenclature not only within Ukraine but also worldwide. It is represented by iron, nickel, manganese, gold, silver, titanium, uranium, chromium, molybdenum, and other minerals.

As it has been mentioned before [1, 5] basic mineral deposits tend to develop breaking failures of different orders as well as their intersection nodes.

The objective of the research is to determine and compare spatial regularities of the development of tectonic failures within Srednepridneprovskii and Ingulskii megablocks as well as on the fragments of their separate areas.

Statement of basic research material – the fragment of typical granulite-greenstone area within which there are three clear structural levels: pre-greenstone (Lower-Archaeon), greenstones (Upper-Archaeon), and post-greenstone (Lower-Proterozoic).

Orehovo-Pavlograskaia seam area consisting of two fragments with 17° and 347° trend azimuths is the eastern border of the megablock.

On the west, SPMB is limited by Krivorozhsko-Kremenchugskii 12° – 17° and Zapadnoinguletskii 357° – 0° (Fig.1). Internal block failures of deep occurrence are represented by latitudinal-meridian and diagonal and orthogonal systems.

High-order breaking failures were studied in detail in terms of fragments of Solonianskii ore field located near Devladovskii fault – within the area of Sergeievskoie deposit and Solnechnoie ore occurrence. High-order breaking failures were singled out according to the results of observation of natural impulse electromagnetic Earth's field (NIEMEF) [3]. Fig. 1 shows positions of the areas.

IMB is a submeridional structure limited by submeridional Golovanevskaia seam area on the west and Krivorozhsko-Kremenchugskii fault on the east (Fig.1). IMB geological structure is complicated by syncline and anticlinal structures being divided by faults of different order developing orthogonal systems as well.

Regularities of the development of high-order breaking failures within IMB were studied in terms of the areal fragment of Rodionovskoie ore occurrence according to NIEMEF results performed by M.M. Dovbnich.

Rodionovskoie ore occurrence is located on IMB within the effect of Krivorozhsko-Kremenchugskii fault.

C Fig.1 represents the position of Rodionovskii area fragment.

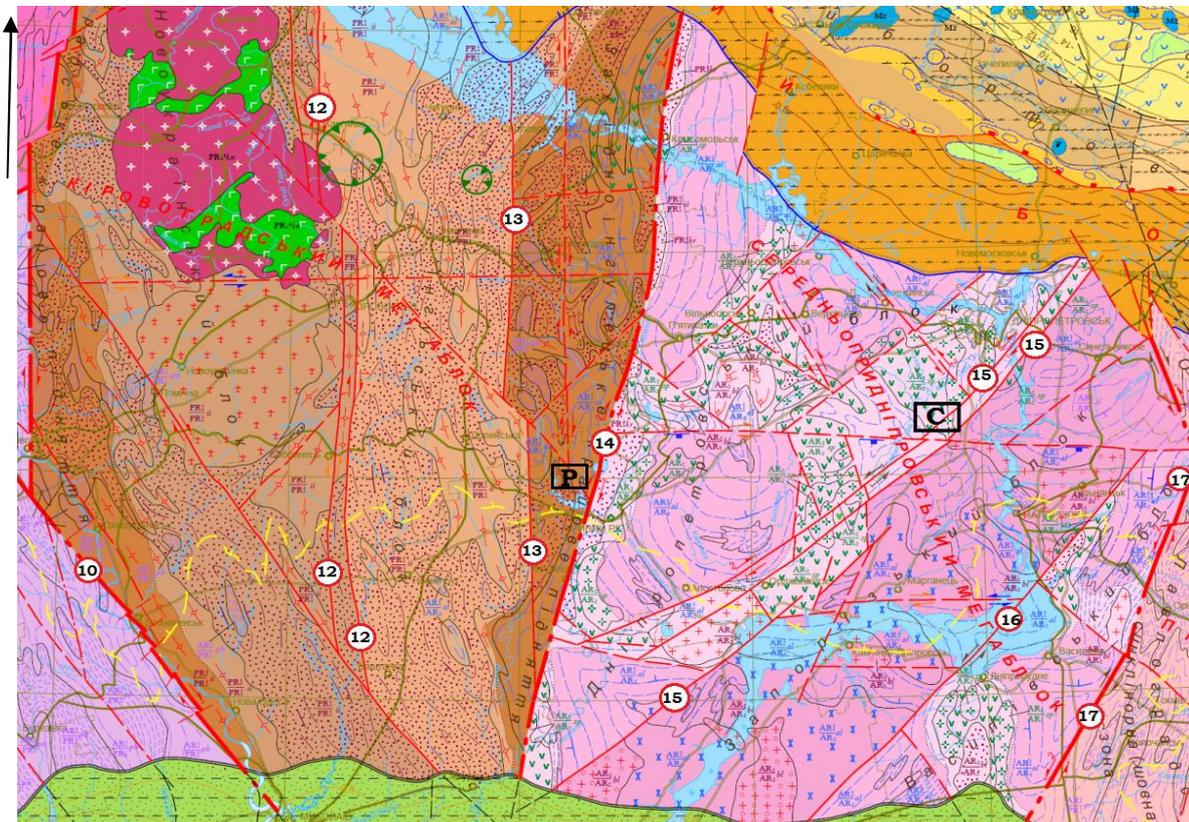


Figure 1. Scheme of tectonic structure of Srednepridneprovskii and Ingulskii megablocks of Ukrainian shield M 1: 1 000 000 [2]
Legend:

-  Circled figures indicate following faults: 10 – Pervomaiskii, 12 – Kirovogradskii; 13– Zapadnoinguletskii; 14 – Krivorozhsko-Kremenchugskii; 15– Derezhovatskii; 16 – Maloekaterinovskii, 17– Orekhovo-Pavlogradskii.
-  Higher-order breaking failures
-  Second-order breaking failures
-  Study area within Rodionovskoie ore occurrence
-  Study area within Sergeievskoie deposit and Solnechnoie ore occurrence

Both SPMB and IMB shows all the morphological types of breaking failures: faulting, fissure displacements, overlap faults, and overlap folds.

Spatial position of tectonic failures within SPMB and IMB were studied according to various geological and geophysical research [2, 3]. Table 1 shows the results.

Table 1

Trend azimuths of basic tectonic structures of Srednepridneprovskii and Ingulskii megablocks and their separate fragments (in terms of Sergeievskoie deposit, Solnechnoie ore occurrence, and Rodionovskoie ore occurrence) singled out according to the data of tectonic map of Ukraine [2] and geophysical research [3] as well as according to NIEMEF survey results

Srednepridneprovskii megablock (according to the [2] map data)	Sergeievskoie deposit (according to NIEMEF data)	Solnechnoie ore occurrence (according to NIEMEF data)	Ingulskii megablock (according to the [2] map data)	Rodionovskoie deposit (according to NIEMEF data)
<i>0°</i>	<i>0°</i>	–	<i>0°</i>	<i>0°</i>
–	–	–	<i>7°</i>	<i>7°</i>
<i>12°–17°</i>	<i>10°–12°</i>	<i>10°–12°</i>	<i>12°–17°</i>	<i>10°–12°</i>
–	–	<i>20°–25°</i>	–	–
<i>25°–30°</i>	<i>27°–30°</i>	<i>30°</i>	<i>30°</i>	<i>27°–30°</i>
<i>35°</i>	–	–	–	–
<i>40°</i>	<i>40°</i>	<i>40–45°</i>	<i>42°</i>	–
<i>45°</i>	<i>45°</i>	–	<i>45°–47°</i>	–
<i>50°</i>	<i>50°</i>	–	<i>55°</i>	–
–	<i>60°–62°</i>	–	–	–
–	–	<i>70°</i>	–	<i>67°</i>
–	–	<i>80°</i>	–	–
<i>85°–90° (270°)</i>	<i>90° (270°)</i>	<i>90–95°(270°)</i>	<i>85–90° (270°)</i>	<i>90° (270°)</i>
–	–	–	–	<i>280°</i>
<i>290°</i>	<i>290°</i>	–	–	–
<i>300°–305°</i>	<i>300°–305°</i>	–	–	–
<i>310°</i>	<i>310°</i>	–	–	–
<i>315°–320°</i>	<i>320°</i>	<i>320°</i>	<i>320°</i>	–
<i>330°–335°</i>	<i>332°</i>	–	–	<i>330°–335°</i>
<i>340°</i>	–	<i>340°</i>	<i>345°</i>	<i>345°–347°</i>
<i>350°</i>	–	<i>350°</i>	<i>355°</i>	<i>350°</i>

As Table 1 shows the direction of Krivorozhsko-Kremenchugskii (12° – 17°) and latitudinal- meridional (0° – 90°) border fault is the dominant ones for the development of breaking failures on both megablocks.

Following diagonal systems are developed within each megablock – 12° – 17° and 290° , 40° and 310° , 50° and 320° (on SPMB) and 45° – 47° and 320° (on IMB).

Separate faults have individual trend azimuths not being within the system 25°–30°, 300°–305°, 330°–335°, 340°–345°, 350°–355° their amount being minor.

Sublatitudinal and submeridional systems of tectonic failures as well as failures of Krivorozhsko-Kremenchugskii direction are general for both blocks.

As Table 1 indicates basic directions of high-order breaking failures within the fragments of Sergeievskoie deposit, Solnechnoie and Rodionovskoie ore occurrence are as follows: 0, 90–270°, 12°–17°, and 280°–290°. Moreover, there can be found such fault systems characteristic for both SPMB and IMB as 27°–30° and 300°–305°, 40°–47° and 310°, 50° and 320°.

Further, data of geophysical studies carried out by A.K. Malinovskii within the fragments of Solonianskii ore field and Rodionovskii area were used [6]. Table 2 gives trend azimuths of breaking failures being measured.

Table 2

Trend azimuths of breaking failures according to the results of geophysical studies carried out by A.K. Malinovskii [6] within the fragments of Solonianskii ore field and Rodionovskii [4] area

Trend azimuths singled out according to isoresistivity map, ρ_k	Trend azimuths singled out according to the map of residual anomalies, ΔG_{oct} .	Trend azimuths singled out according to the map of anomalous magnetic field, $\Delta T\alpha$	Trend azimuths singled out according to the map of residual anomalies of magnetic field, ΔT_{oct} .	Trend azimuths singled out according to the map of anomalous magnetic field, $\Delta T\alpha$	Trend azimuths singled out according to the map of residual anomalies of gravitational field, ΔG_{oct}
Sergeievskii area, SPMB			Rodionovskii area, IMB		
0°	0°	0°	0°	0°	0°
–	–	–	5°	–	5°
–	–	–	7°–8°	–	7°–8°
12°–17°	12°–17°	12°	12°–15°	12°	12°
–	–	–	22°	20°–25°	25°
35°	–	30°–35°	–	30°–35°	35°
–	–	–	42°–45°	40°	40°–45°
–	–	60°–62°	60°–65°	60°	64°–65°
90°(270°)	90°(270°)	90°(270°)	90°(270°)	90°(270°)	90°(270°)
–	–	287°–290°	290°–292°	–	290°
305°	–	300°–305°	300°	300°–305°	–
–	310°–315°	315°	310°–320°	315°–320°	315°–320°
332°	332°	–	330°–335°	330°–335°	330°–337°
–	340°	–	340°	340°	340°
–	350–355°	–	350°	350°	350°

While comparing trend azimuths given in Tables 1, 2 it is possible to conclude that latitudinal-meridional direction (0° – 90°), direction of Krivorozhsko-Kremenchugskii fault (12° – 17°) as well as 30° – 35° and 300° – 305° , 60° – 65° and 330° – 335° , 310° – 320° , 340° , 350° – 355° directions are general trend azimuths of both areas.

Conclusions. Directions of border fault – Krivorozhsko-Kremenchugskii 12° – 17° and its orthogonal 280° – 290° , latitudinal-meridional directions 0° and 90° as well as 40° – 45° and 315° – 320° directions are general ones for the failures of different orders on both megablocks.

Both SPMB and IMB demonstrate their individual trend azimuths of tectonic failures of deep occurrence observed within megablocks in general and on its separate areas being singled out according to high-order failures.

Basic fault systems characteristic for SPMB and IMB (0° – 90° , 12° – 17°) and its orthogonal (280° – 290°) as well as 40° – 45° and 315° – 320° directions can be seen within the fragments of Sergeievskoie deposit, Solnechnoie and Rodionovskoie ore occurrences one which high-order breaking failures have been studied.

According to the results of geophysical survey (residual gravitational anomalies, anomalous magnetic field, residual magnetic field, iso-resistivity map, and NIEMEF) 0° – 90° , 12° – 17° , 40° – 47° and 310° – 320° are the most general within Sergeievskoie deposit and Rodionovskoie ore occurrence.

References

1. Калашник А.А. Геолого-структурные особенности проявления медно-уранового оруденения в западно-ингулецкой минералогической зоне Украинского щита / А.А. Калашник // Наукові праці УкрНДМІ НАН України – Донецьк, 2011. – № 9 (частина II). – С. 354–372.
2. Гурский Д.С., Круглов С.С. Тектонічна карта України М 1:1 000 000 – К.: Державна геологічна служба, 2004.
3. Додатко А.Д., Змиевская К.О., Козарь Н.А. Детализация тектонических особенностей участка Сергеевского месторождения с использованием метода естественного импульсного электромагнитного поля Земли / А.Д. Додатко, К.О. Змиевская, Н.А. Козарь // Науковий вісник НГУ – Дніпропетровськ, 2013. – № 1. – С. 5–10.
4. Яговдик А.В. Розробка комплексу пронозо-пошукових критеріїв та ознак благородно-поліметалевого зруднення в межах Інгулецько-Криворізької зони Українського щита / А.В. Яговдик // ДВ Укр ДГРІ – Дніпропетровськ, 2009.
5. Сукач В.В. Типізація золоторудних об'єктів Солонянського рудного поля / В.В. Сукач, Л.В. Ісаков, М.Т. Цима // Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ, 2005. – № 9. – С. 10–15. – Библиогр.: С. 104.
6. Малиновский А.К. Прогноз золоторудной минерализации в Верховцевской и Сурской золоторудных структурах / А.К. Малиновский, Б.З. Берзенин // Науковий вісник НГАУ. – Дніпропетровськ, 2001. – № 5. – С. 57–58. – Библиогр.: С. 144.

*Рекомендовано до публікації д.г-м.н. Тяпкіним К.Ф.
Надійшла до редакції 30.10.2014*

ПЕРСПЕКТИВЫ СОЗДАНИЯ ВОДОНОСНОГО ГАЗОХРАНИЛИЩА В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ЛЕВЕНЦОВСКОЙ ПЛОЩАДИ

В качестве коллектора для создания водоносного газохранилища предлагается использовать поровое пространство пермско-триасового водоносного горизонта, расположенного в пределах Левенцовской площади Западного Донбасса. Для определения фильтрационно-емкостных характеристик выделенного коллектора были выполнены лабораторные испытания и осуществлена обработка данных опытно-фильтрационных работ, на основании этого установлена возможность его использования для аккумуляции газообразных углеводородов.

В якості колектора для створення водоносного газосховища пропонується використовувати поровий простір пермсько-тріасового водоносного горизонту, розташованого в межах Левенцовської площі Західного Донбасу. Для визначення фільтраційно-ємнісних характеристик виділеного колектора були виконані лабораторні випробування і здійснена обробка даних дослідно-фільтраційних робіт, на підставі цього встановлено можливість його використання для акумулювання газоподібних вуглеводнів.

As a collector for creating aquifer storage facilities are encouraged to use the pore space of the Permian-Triassic aquifer, which is located within the Leventsovskaya area of the Western Donbass. Laboratory tests carried out and implemented data processing experimental filtration works to determine reservoir properties. On this basis the possibility of using the manifold to accumulate gaseous hydrocarbons.

Введение. Сезонная неравномерность потребления и ограниченность запасов природного газа в Украине приводят к необходимости поиска резервных емкостей для его хранения. Предприятие „Укртрансгаз” для покрытия колебаний газопотребления использует 12 подземных хранилищ, активный объем которых достигает 31 млрд. м³ (табл. 1). При этом на долю Пролетарского хранилища Магдалиновского района, которое осуществляет поставки в такие мощные индустриальные центры, как Днепропетровск, Кривой Рог и Запорожье, приходится всего 5 % общих запасов (около 1,5 млрд. м³). Почти 70 % государственного резерва природного газа сосредоточено в западном комплексе подземных хранилищ, что обеспечивает надежность транзита газа через территорию страны и сезонное регулирование неравномерности этого потока. Данные хранилища расположены в районе участков магистральных газопроводов „Союз”, „Прогресс” и „Уренгой – Помары – Ужгород”, транспортировка газа из которых на Днепропетровщину экономически нерентабельна [1].

Недостаточный объем собственных и невозможность получения ресурсов других хранилищ стало причиной установления Министерством энергетики и угольной промышленности лимита для Днепропетровской области (27,8 млн. м³ газа в сут) в периоды пикового спроса (январь-февраль), что предопределило 50 % сокращение потребления газа крупными промышленными предприятиями (ОАО „Днепровский металлургический комбинат”, ОАО „ДнепрАЗОТ”, ОАО „ДМЗ им. Петровского”, ОАО „Кривой Рог Цемент”). Кроме того, ограничение на газопотребление было введено более чем в 4,5 тыс. бюджетных учреждениях области [2].

Для предотвращения этой ситуации предприятиям Днепропетровщины было предложено перейти на альтернативные виды топлива и использовать газ из собственных резервов. Однако создание локальных наземных резервуаров требует больших (в 7–10 раз) капитальных вложений, чем строительство регионального хранилища газа в пригодных для этого геологических структурах [3]. Создание такого хранилища вблизи мощных потребителей и сложившейся газотранспортной системы позволит полностью урегулировать проблему несинхронного потребления газа в регионе.

Таблица 1

Параметры подземных хранилищ газа Украины

Комплекс подземного хранения газа	Название хранилища	Активный объем, млрд. м ³
Южноукраинский	Пролетарское	1,4
	Кегичевское	0,6
Киевский	Солоховское	1,7
	Олишевское	1,6
	Краснопартизанское	1,7
Западноукраинский	Богородчанское	2,5
	Угерское	1,5
	Бельче-волынское	14,9
	Дашавское	1,4
	Опарское	1,2
Донецкий	Вергунское	0,7
	Глебовское	1,8

Зарубежный научно-практический опыт показывает [4], что одним из эффективных видов газохранилищ являются водоносные, рентабельность которых возрастает с увеличением их полезного объема, значение которого зависит от фильтрационно-емкостных свойств горных пород. Оптимизация работы такого хранилища достигается на основе досконального изучения геолого-гидрогеологических условий потенциального коллектора. В связи с чем, целью данной работы является поиск, оценка фильтрационных свойств и установление емкостных параметров водоносной геологической структуры на территории Днепропетровской области, способной вмещать запасы природного газа в количестве позволяющем синхронизировать потребление энергоносителей в регионе.

Результаты работы. В качестве коллектора обладающего значительным емкостным ресурсом предлагается использовать поровое пространство пермско-триасового водоносного горизонта, расположенного в пределах Левенцовской площади Западного Донбасса (рис. 1). Согласно изысканиям, выполненным Павлоградской геологоразведочной экспедицией [5], его мощность изменяется от 113 до 127 м при глубине залегания кровли от 350 до 580 м. Перспективный пласт представлены зеленовато-серыми, кварц-полевошпатовыми крупнозернистыми песчаниками, переслаивающимися с прослоями темно-

серых, сильно каолинизированных песков. Породы пласта сравнительно однородны по физико-механическим свойствам и гранулометрическому составу, как в площадном отношении, так и в вертикальном разрезе, что обуславливает относительное постоянство их коллекторских свойств.

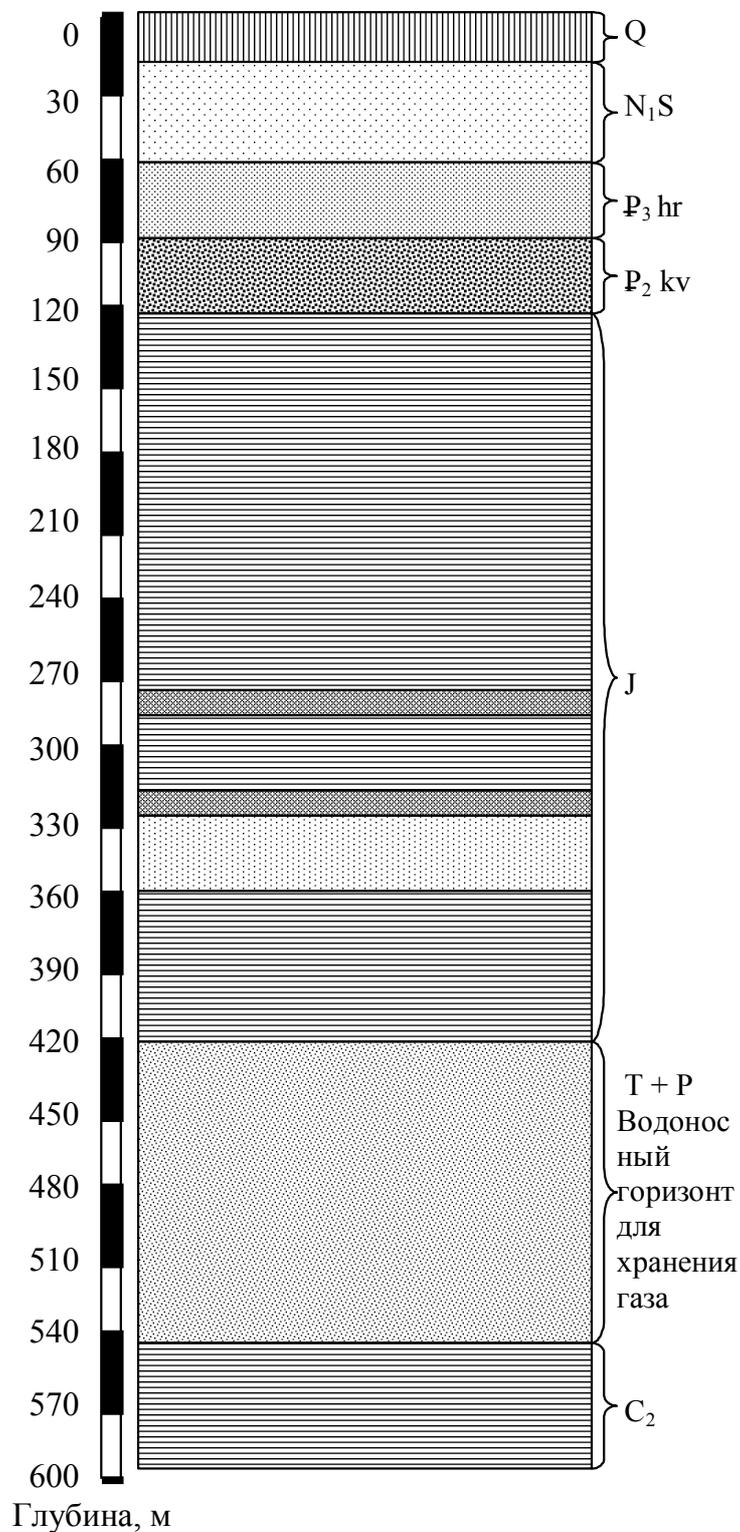


Рис. 1. Сводный геологический разрез Левенцовской площади

Кровля водоносного горизонта характеризуется наличием мощной толщи (110 – 200 м) региональных водоупоров, представленных нижнеюрскими, голубовато-серыми, монтмориллонитовыми глинами следующего гранулометрического состава: глинистых частиц 49,7 – 72,1%, пылеватых – 13,5 – 40,6% и песчаных – 0,5 – 12,6%. Наличие минералов монтмориллонита и дисперсионный состав частиц в покрывающих породах обуславливает их высокую экранирующую способность и почти полностью исключает утечки газа из пласта-коллектора в вышележащие породы. Почва пермско-триасового горизонта приурочена к отложениям среднего карбона, представленных толщey разнозернистых алевролитовых песчаников трещиноватого строения и обладающих меньшей, в сравнении с описанным водоносным горизонтом, проницаемостью.

Воды пермско-триасового горизонта характеризуются высокой минерализацией и жесткостью, что делает их не пригодными для любого вида водоснабжения (табл. 2). С целью адекватного определения коллекторских свойств водоносных пород были проведены опытно-фильтрационные работы (нагнетания, одиночные и кустовые откачки), обработка результатов которых осуществлялась в программном комплексе „ANSDIMAT” (Institute of Environmental Geology, Россия) путем построения графиков временного, площадного и комбинированного прослеживания (рис. 2, 3).

Таблица 2

Качественная характеристика подземных вод пермско-триасового водоносного горизонта

№ скважины	Жесткость, $\frac{мг - экв}{л}$		Сухой остаток мг/л	Формула химического состава
	Общая	Постоянная		
22783	178,03	178,03	630,84	$pH\ 5.9\ M\ 63.1\ \frac{Cl_{98}}{(K + Na)84}$
22784	109,95	109,95	371,88	$pH\ 4.3\ M\ 37.2\ \frac{Cl_{98}}{(K + Na)82}$
22825	292,4	291,8	725,10	$pH\ 6.8\ M\ 72.5\ \frac{Cl_{100}}{(K + Na)76}$

По результатам расчетов установлены средние значения проницаемости пород пермско-триасового водоносного горизонта (крупнозернистых песчаников $3,2-4,4 \cdot 10^{-15} \text{ м}^2$ и глинистых песков $1,7-2,9 \cdot 10^{-15} \text{ м}^2$). Кроме того, отобранные в процессе проведения геологоразведочных работ керны коллектора были подвержены лабораторным испытаниям на жидкостном порозиметре для определения их активной пористости, установленные величины которой изменялись от 0,1 до 0,25. Необходимо отметить, что полученные значения фильтрационных свойств перспективного пласта удовлетворяют требованиям, предъявляемым к водоносным коллекторам, используемым для хранения газообразных углеводородов [4].

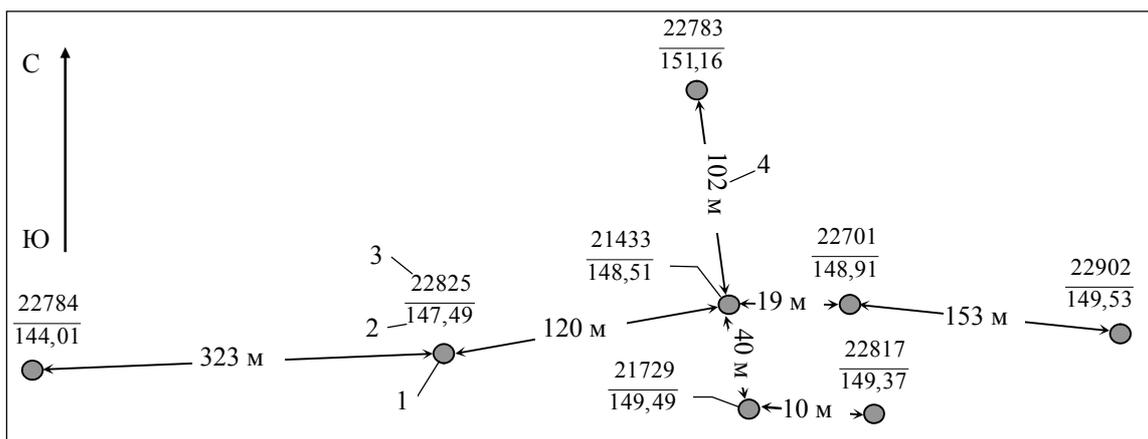


Рис. 2. Схема расположения скважин на территории Левенцовской площади при проведении опытно-фильтрационных работ: 1-3 – соответственно скважина, абсолютная отметка ее устья (в метрах) и ее номер; 4 – расстояние между скважинами

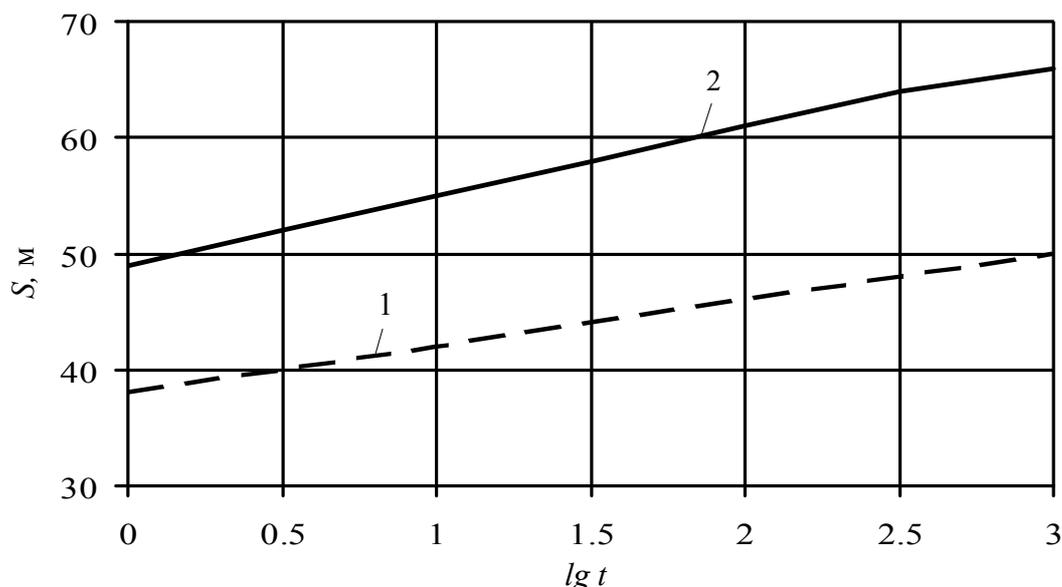


Рис. 3. Графики прослеживания повышения уровня подземных вод (S) в скважинах № 22302 (1) и № 22825 (2) спустя время (t , мин) после остановки кустовой откачки

Анализ горно-геологических условий Левенцовской площади показывает, что для расчета параметров эксплуатации предполагаемого газохранилища, применима схема пласта-коллектора, перекрытого сверху и снизу горизонтальными слабопроницаемыми отложениями, в которой газовая полость приблизительно принимает форму цилиндра, радиус которого при закачке и отборе газа изменяется от R_{min} до R_{max} . При этом радиус цилиндрической области в пласте вокруг скважины ориентировочно может быть оценен по формуле

$$R = \sqrt{V_0 / (\pi m n_a)},$$

где V_0 – объем закачанного газа при нормальных условиях; m , n_a – соответственно мощность и активная пористость пласта.

В случае хранения в Левенцовской структуре объема газа необходимого для стабилизации потребления энергоносителей в Приднепровском регионе (150 млн. м³) [2] и эквивалентного объема буферного газа горизонтальные размеры газовой полости будут изменяться от 1250 (R_{min}) до 1800 м (R_{max}) при $n_a = 0,25$ и от 2000 до 2800 м при $n_a = 0,1$. При этих значениях площадь газовой зоны в пермско-триасовом водоносном горизонте не превысит 25 км², что значительно меньше территории Левенцовской площади (1930 км²) и свидетельствует о не возможности выхода газа за пределы этой структуры.

Выводы. На основании проведенных исследований установлено, что в геологическом строении Левенцовской структуры Западного Донбасса присутствует мощный (≈ 120 м) пермско-триасовый водоносный горизонт, перекрытый массивной толщей (110 – 200 м) слабопроницаемых монтмориллонитовых глин. Для определения фильтрационно-емкостных характеристик выделенного коллектора были выполнены лабораторные испытания и осуществлена обработка данных опытно-фильтрационных работ в программном комплексе „ANSDIMAT”. Установленные значения проницаемости ($1,7-4,4 \cdot 10^{-15}$ м²) и активной пористости (0,1–0,25) водоносного пласта свидетельствуют о возможности его использования для аккумуляции газообразных углеводородов. Определенная расчетным путем максимальная площадь газовой полости, формирующейся в пласте-коллекторе при закачки газа в количестве необходимом для сглаживания колебаний потребления энергоносителей в Приднепровском регионе, не превысит 25 км². Полученные размеры газовой зоны гораздо меньше территории Левенцовской структуры (1930 км²) и исключают выход газа за ее границы.

Список литературы

1. Инкин А.В. Гидродинамическая модель газохранилища в водоносных пластах Кривбасса / А.В. Инкин // Сб. научн. тр. НГУ. – 2010. – № 34, Т. 2. – С. 216-221.
2. На Днепропетровщине уменьшен лимит на газоснабжение [Электронный ресурс]: // Цензор нет. – 2006. – Режим доступа к журн.: <http://censor.net.ua/news/58583>. – Название с экрана.
3. Бачурина Н.М. Экономическая эффективность создания и эксплуатации подземных хранилищ газа: автореф. дис. на соиск. научн. степ. канд. экон. наук: спец. 08.00.05 „Экономика и управление народным хозяйством“ / Бачурина Нина Михайловна; Научн.-исслед. инст. природных газов и технологий. – М., 2002. – 28 с.
4. Энциклопедия газовой промышленности. 4-е изд. Пер. с франц.: Ред. пер. К.С. Басниев. – М.: Акционерное общество „Гвант“, 1994. – 884 с.
5. Горобец О.А. Отчет о поисках и оценке коллекторов для захоронения минерализованных шахтных вод Западного Донбасса / Горобец О.А., Держак С.В., Чемерис Б.Б. – Павлоград: ГРЭ ПГО „Донбассгеология“, 1985. – 219 с.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 05.03.2014*

К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ТОЧНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАКЛОНОВ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ В ПОЛУМУЛЬДЕ СДВИЖЕНИЯ

Выполнена оценка точности распределения наклонов земной поверхности при полной подработке для условий Никопольского марганцевого месторождения, полученных по результатам инструментальных наблюдений на наблюдательных станциях.

Виконано оцінку точності розподілення нахилів земної поверхні при повній підробці для умов Никопольського марганцевого родовища, що отримані за результатами інструментальних спостережень на спостережних станціях.

The estimation accuracy of the distribution of the earth's surface slopes at full part time conditions Nikopol manganese deposit received by the results of instrumental observations on the observation stations.

Выбор эффективных мер охраны сооружений и объектов при подработках проводится на основе расчётов сдвижений и деформаций земной поверхности от вредного влияния очистных горных выработок.

Существующие в настоящее время эмпирические методы расчета ожидаемых сдвижений и деформаций земной поверхности при подземной разработке месторождений полезных ископаемых [1,2] базируются, в основном, на типовых кривых, полученных для условий каждого месторождения или бассейна по данным натурных инструментальных наблюдений на наблюдательных станциях.

Для условий Никопольского марганцевого месторождения указанные расчёты должны выполняться по методике, представленной в нормативном документе – Правилах охраны [3]. Указанная методика разработана для главных сечений мульды сдвижения для условий полной подработки земной поверхности и отработки марганцевородного пласта лавами или комплексно-механизированными заходками в целике в нетронутым массиве при отсутствии соседних очистных горных выработок.

Известно, что основу всех расчетов положены широко известные и популярные аналитические зависимости, предложенные Колбенковым С.П. [1], определяющие величины сдвижений и деформаций земной поверхности в пределах полумульд при закончившемся процессе сдвижения. Для расчетов ожидаемых сдвижений и деформаций земной поверхности в полумульде при полной подработке рекомендованы следующие формулы:

$$\begin{aligned}
 \eta_{(x)} &= \eta_0 S(z), \\
 i_{(x)} &= \frac{\eta_0}{L} S'(z), \\
 k_{(x)} &= \frac{\eta_0}{L^2} S''(z), \\
 \xi_{(x)} &= \eta_0 F(z), \\
 \varepsilon_{(x)} &= \frac{\eta_0}{L} F'(z),
 \end{aligned} \tag{1}$$

где η_0 – величина максимального оседания земной поверхности; $\eta_{(x)}$, $i_{(x)}$, $k_{(x)}$, $\xi_{(x)}$, $\varepsilon_{(x)}$ – соответственно оседание, наклон, кривизна, горизонтальное сдвигание и горизонтальная деформация в точке с абсциссой X ; начало координат принимают в точке максимального оседания, L – длина полумульды сдвижения (рис. 1); $S(z)$, $S'(z)$, $S''(z)$, $F(z)$, $F'(z)$ – функции распределения величин оседаний, наклонов, кривизны, горизонтальных сдвижений и горизонтальных деформаций в полумульде сдвижения; $Z = \frac{x}{L}$ – отношение абсциссы определяемой точки к длине полумульды.

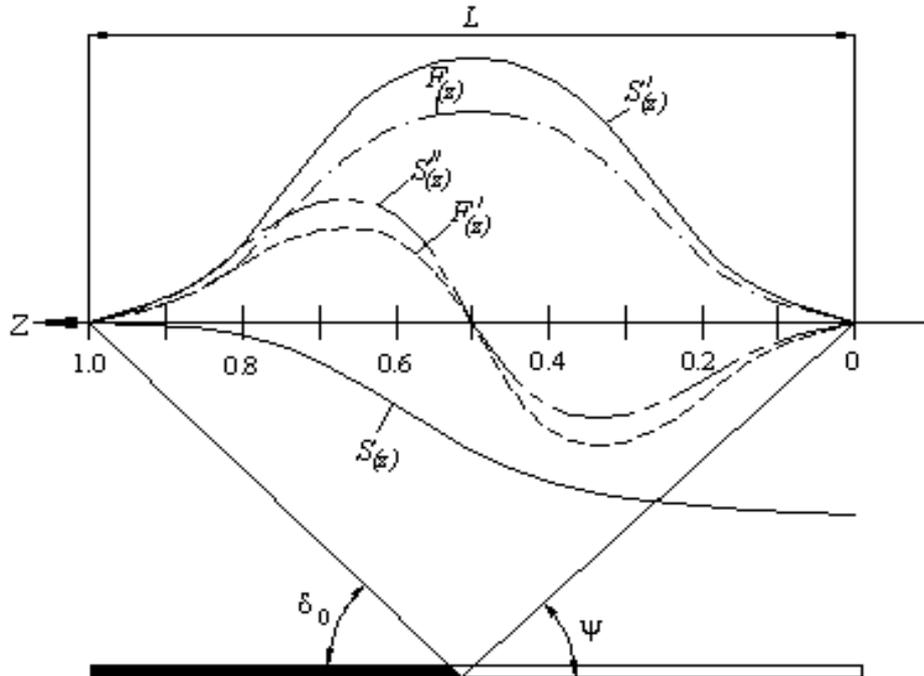


Рис. 1. Схема распределения сдвижений и деформаций в полумульде

Установлено [4], что на данном месторождении величина максимального оседания земной поверхности зависит от вынимаемой мощности марганцеворудного пласта, способа отработки выемочного столба и степени дренирования подрабатываемой породной толщи. При этом отмечается, что величины сдвижений и деформаций находятся в прямой зависимости от максимального оседания. Для инженерных расчетов в указанных условиях нами рекомендовано вычислять общее максимальное оседание, состоящее из двух основных компонентов – за счет ведения очистных горных работ и водопонижения. В дальнейшем величину общего максимального оседания в полумульде сдвижения обозначим как η_{0o} .

От точности прогнозирования величин сдвижений и деформаций в полумульде в конечном счете зависит надежность и достоверность принятия решений о возможности подработки объектов [5,6,7]. Следовательно, оценка достоверности окончательных значений функций типовых кривых распределений в полумульде, рекомендованных для практического использования, играет важ-

ную роль при прогнозировании сдвижений и деформаций земной поверхности при подработках.

При решении вопросов выбора мер охраны сооружений наиболее показательными являются наклоны земной поверхности и горизонтальные деформации растяжений-сжатий. Поэтому величины этих деформаций приведены в качестве допустимых в Правилах [3] для различных категорий сооружений и объектов.

В настоящей статье изложена оценка точности определения функций $S'(z)$, характеризующих распределение деформаций наклонов в точках полумульды при закончившемся процессе сдвижения по данным натурных инструментальных измерений, выполненных на наблюдательных станциях на шахтах ПАО «Марганецкий ГОК».

Известно, что на точность определения значений функции $S'(z)$ в точках полумульды влияют погрешности определения глубины разработки H , величины общего максимального оседания η_{0o} и величин наклонов земной поверхности $i_{(x)}$. Преобразование выражения (1) позволяет получить следующую зависимость:

$$S'(z) = \frac{1,54H}{\eta_{0o}} i_{(x)},$$

где $L = H(ctg\delta_0 + ctg\psi) = 1,54H$; $\delta_0 = 50^\circ$, $\psi = 55^\circ$.

При оценке точности погрешность определения глубины разработки m_H нами была условно принята ± 3 м. Известно, что погрешности определения наклонов в точках полумульды $m_{i_{(x)}}$ могут достигать величин $\pm 0,3 i_{(x)}$ [5,6,7]. Погрешность определения величины общего максимального оседания $m_{\eta_{0o}}$ может достигать $\pm 0,1 \eta_{0o}$.

Среднеквадратическая погрешность определения значений функции $S'(z)$ в точках полумульды может быть представлена следующим образом:

$$M_{S'(z)} = \pm \sqrt{m_{S'(z)_1}^2 + m_{S'(z)_2}^2 + m_{S'(z)_3}^2},$$

где $m_{S'(z)_1}$ – погрешность определения $S'(z)$ за счет влияния погрешностей определения глубины разработки.

$$m_{S'(z)_1} = \frac{\partial S'(z)}{\partial H} m_H = \frac{1,54 i_{(x)}}{\eta_{0o}} m_H. \quad (2)$$

$m_{S'(z)_2}$ – погрешность определения $S'(z)$ за счет влияния погрешностей определения наклонов в точках полумульды.

$$m_{S'(z)_2} = \frac{\partial S'(z)}{\partial i_{(x)}} m_{i_{(x)}} = \frac{1,54H}{\eta_{0o}} m_{i_{(x)}}. \quad (3)$$

$m_{S'(z)_3}$ – погрешность определения $S'(z)$ за счет влияния погрешностей определения величины максимального оседания земной поверхности.

$$m_{S'(z)_3} = \frac{\partial S'(z)}{\partial \eta_{0o}} m_{\eta_{0o}} = -\frac{1,54H}{\eta_{0o}^2} i_{(x)}. \quad (4)$$

Зададим параметрам, входящим в формулы, следующие значения: $H=80$ м, $\eta_{0o}=3500$ мм. Величины наклонов, как известно, изменяются в зависимости от

места расположения рассматриваемой точки в полумульде. После подстановки значений H , η_{0o} , m_H , $m_{i(x)}$ в формулы (2), (3) и (4) соответственно получим:

$$m_{S'(z)1} = 1,5 \times 10^{-3} i_{(x)}, \quad m_{S'(z)2} = 12,3 \times 10^{-3} i_{(x)}, \quad m_{S'(z)3} = -3,5 \times 10^{-3} i_{(x)}.$$

Общая погрешность в этом случае будет равна:

$$M_{S'(z)} = \pm 12,9 \times 10^{-3} i_{(x)}.$$

Следовательно, погрешность определения значений типовой кривой $S'(z)$ находится в прямой зависимости от величины деформации наклона в рассматриваемой точке в пределах полумульды сдвижения. Вычисленные величины $M_{S'(z)}$ представлены в табл. 1. В этой же таблице для сравнения приведены значения функции $S'(z)$ и средние значения величин наклонов земной поверхности по всем наблюдательным станциям, заложенным на шахтах ПАО «Марганецкий ГОК» сотрудниками кафедры маркшейдерии НГУ.

По результатам камеральной обработки данных натуральных инструментальных наблюдений были определены средние квадратические погрешности величин $S'(z)$ в соответствующих точках полумульды по следующей формуле:

$$m_{S'(z)} = \pm \sqrt{\frac{[\delta\delta]}{n}}, \quad \delta = S'(z)_n - S'(z)_{cp},$$

где $S'(z)_n$ – измеренное значение функции; $S'(z)_{cp}$ – среднее (расчетное) значение функции; n – количество разностей.

Для оценки достоверности результатов, полученных по наблюдательным станциям, построены графики средних квадратических погрешностей $m_{S'(z)}$, полученных по данным камеральной обработки натуральных инструментальных наблюдений и расчетных значений (рис. 2).

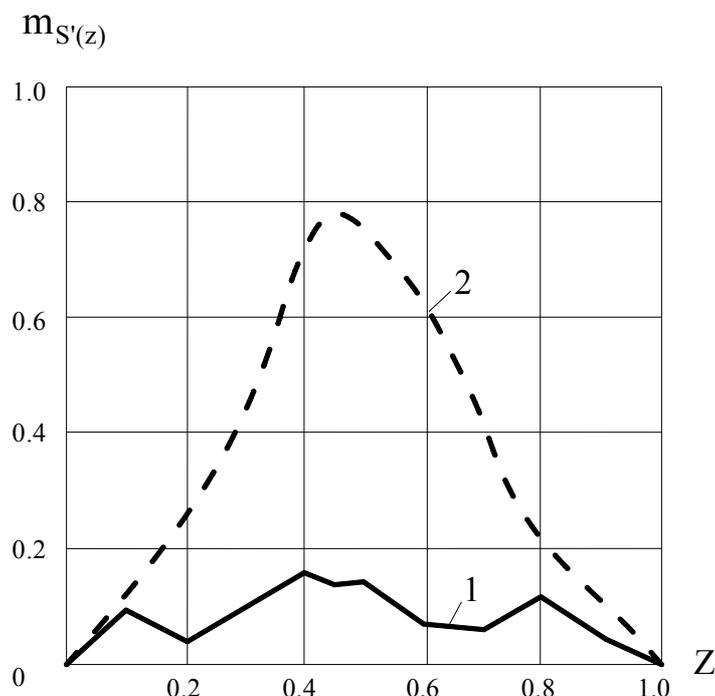


Рис. 2. Графики средних квадратических погрешностей определения функции $S'(z)$ в полумульде: 1 – измеренные значения; 2 – расчетные значения

На графиках видно, что фактические погрешности (измеренные) значительно меньше расчетных. Следовательно, выполненные исследования по установлению функции распределения наклонов земной поверхности в полумульде можно считать вполне удовлетворительными и за окончательные значения типовой кривой $S'(z)$ в точках полумульды могут быть приняты средние величины.

На основании проведенных исследований по оценке точности распределений деформаций наклонов земной поверхности при подработках для условий Никопольского марганцевого месторождения можно сформулировать следующие основные выводы:

1. Распределение наклонов земной поверхности в окончательно сформированной полумульде при закончившемся процессе сдвижения подчиняется определенным закономерностям. При этом установлены функциональные зависимости между величинами наклонов и их средними квадратическими погрешностями.

2. Оценка точности распределения наклонов земной поверхности в полумульде свидетельствует о достаточной точности определения этого вида вертикальных деформаций, высокой надежности и достоверности проведенных исследований, что позволяет рационально использовать полученную функцию распределения при прогнозировании деформаций наклонов земной поверхности в полумульде при подработках.

Таблица 1

Распределение типовой кривой $S'(z)$ и ее среднеквадратических погрешностей $m_{S'(z)}$ в полумульде

№№ наблюдательных станций		1	2	2	3	4	$S'(z)_{\text{ср}}$	$m_{S'(z)}_{\text{изм}}$	$M_{S'(z)}_{\text{расч}}$	$t_{(x)} \times 10^{-3}$	
№№ профильных линий		2	3	4	1	1					
$z = \frac{x}{L}$	0	$S'(z)$	0	0	0	0	0	0	0	0	
		δ									
	0,1	$S'(z)$	0,51	0,24	0,28	0,28	0,34	0,33	0,10	0,12	9,4
		δ	0,18	-0,09	-0,05	-0,05	-0,01				
	0,2	$S'(z)$	0,68	0,65	0,69	0,62	0,74	0,68	0,04	0,25	19,3
		δ	0	-0,03	0,01	-0,06	0,06				
	0,3	$S'(z)$	1,01	1,19	1,32	1,20	1,30	1,20	0,11	0,44	34,1

	δ	-0,19	-0,01	0,12	0	0,10				
0,4	S'(z)	1,67	2,00	2,12	1,90	1,80	1,90	0,16	0,70	54,0
	δ	-0,23	0,10	0,22	0	-0,10				
0,45	S'(z)	2,02	2,25	2,30	2,10	1,93	2,12	0,14	0,78	60,2
	δ	-0,10	0,13	0,18	0,02	0,19				
0,5	S'(z)	1,96	2,16	2,42	2,00	1,87	2,05	0,14	0,75	58,2
	δ	-0,09	0,11	0,19	0,05	0,18				
0,6	S'(z)	1,68	1,78	1,66	1,80	1,64	1,71	0,07	0,63	48,6
	δ	-0,03	0,07	-0,05	0,09	-0,07				
0,7	S'(z)	1,13	1,18	1,00	1,15	1,10	1,11	0,06	0,42	32,4
	δ	0,02	0,07	-0,11	0,04	-0,01				
0,8	S'(z)	0,66	0,48	0,49	0,82	0,59	0,61	0,12	0,22	17,3
	δ	0,05	-0,13	-0,12	0,21	-0,02				
0,9	S'(z)	0,36	0,25	0,26	0,36	0,36	0,32	0,05	0,12	9,1
	δ	0,04	-0,07	-0,06	0,04	0,04				
1,0	S'(z)	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	δ	0	0	0	0	0				

Список литературы

1. Колбенков С.П. Аналитическое выражение типовых кривых сдвижения поверхности / С.П. Колбенков / *Тр. ВНИМИ*. – Л.: 1961, сб. XLIII, – С. 43-46.
2. ГСТУ 101.00159226.001–2003. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. – Офіц. вид. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. – 128 с.: *ил., табл.* – (Галузевий стандарт України).
3. Лисица И.Г. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на Никопольском марганцевом месторождении / Лисица И.Г., Антипенко Г.А., Гаврюк Г.Ф. – Днепропетровск, 1985. – 38 с. *ил., табл.* – (Нормативный документ Министерства черной металлургии УССР. Инструкция).
4. Лисица И.Г. Особенности процесса сдвижения земной поверхности при разработке Никопольского месторождения / И.Г. Лисица, Г.А. Антипенко, Г.Ф. Гаврюк / Разработка месторождений полезных ископаемых. Вып. 91, К.: Техніка, 1992. С.38-43. – *Библиогр.: с. 43.*
5. Казаковский Д.А. К вопросу о предрасчете сдвижений горных пород при разработке угольных месторождений / Казаковский Д.А. // *Тр. ВНИМИ*, 1952, сб. XXV. – С.3-11.– *Библиогр.: с.43.*
6. Колбенков С.П. Оценка точности измеренных и расчетных величин деформаций земной поверхности / С.П. Колбенков / *Тр. ВНИМИ*. – 1961. – С. 78-90. – *Библиогр.: с. 90.*
7. Медянецев А.Н. О точности расчета деформаций земной поверхности / Медянецев А.Н.; *Тр. ВНИМИ*, 1963, сб. L, – С.190-193. – *Библиогр.: с. 193.*

*Рекомендовано до публікації д.т.н.Назаренком В.О.
Надійшла до редакції 27.11.2014*

УДК 622.278

© В.Г. Лозинський

СТЕНДОВІ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМУ ПІДЗЕМНОГО ГАЗОГЕНЕРАТОРА В ЗОНІ ВПЛИВУ ГЕОЛОГІЧНИХ ПОРУШЕНЬ

Приведены результаты исследования температурного режима подземного газогенератора на стендовой экспериментальной установке при выгазовывании угольного пласта в зоне влияния дизъюнктивного геологического нарушения. Установлены закономерности потерь тепла при увеличении амплитуды геологического нарушения.

Представлено результати дослідження температурного режиму підземного газогенератора на стендовій експериментальній установці при вигазовування вугільного пласта в зоні впливу диз'юнктивного геологічного порушення. Встановлені закономірності втрат тепла при збільшенні амплітуди геологічного порушення.

The results of investigation of borehole underground coal gasification technology in a bench experimental setup at simultaneous upward mining gasification of thin coal seams are given. The parameters of the spatial distribution of the maximum combustion face are set up.

Вступ. Вугілля є основним видом органічного палива, яке використовується в енергетиці. За даними World Energy Resources за 2013 р. у середньому 60 % світових забалансових запасів вугілля знаходиться в складних геологічних

умовах в тому числі і в зонах структурних змін гірського масиву розробка якого дала б змогу збільшити термін його споживання за рахунок додаткового видобування та комплексного використання на наступні 40–60 років [1]. Для умов українського паливно-енергетичного комплексу проведення наукових досліджень і обґрунтування можливості застосування альтернативних технологій є вкрай важливими.

Аналіз стану технології свердловинної підземної газифікації вугілля, вказує на те, що геологічні порушення негативно впливали на керованість процесом оскільки поряд з втратами реагентів дуття відбуваються неконтрольовані втрати тепла в навколишнє середовище. Відповідно ведення робіт по підземній газифікації вугілля в зонах структурних змін гірського масиву зумовлює проблемами дотримання матеріально теплового балансу процесу вигазовування [2, 3].

При наявності значної тріщинуватості, навколо геологічних порушень відбуваються крім кондукційного і конвекційні процеси теплообміну. Для запобігання зупинки процесу газифікації необхідно обґрунтувати тепловий режим підземного газогенератора з можливістю переходу на процес підземного спалювання вугілля в тому випадку коли неможливо продовжувати процес газифікації [4,5]. В такому випадку основним продуктом на виході з газогенератора є тепла енергія.

Мета статті. Встановити закономірності зміни температурного режиму підземного газогенератора при вигазовування вугільного пласта в зоні впливу диз'юнктивних геологічних порушень на експериментальній стендовій установці.

Основна частина. Проведення досліджень на стендовій експериментальній установці пояснюється необхідністю ретельного вивчення можливості переходу диз'юнктивних геологічних порушень без розриву суцільності пласта при різних значеннях амплітуди зміщення, що дозволяє встановити закономірності зміни теплового режиму процесу вигазовування.

Експериментальна стендова установка спроектована на кафедрі підземної розробки родовищ та запатентована в Державному ВНЗ «Національний гірничий університет». Стендова установка побудована НВО «Нафтомаш» при фінансовій підтримці Міністерства освіти і науки України. Експериментальна установка змонтована і підготовлена за сприянням технічних служб Донецького електротехнічного заводу і знаходиться на його території в спеціально обладнаному приміщенні [6,7].

Контрольно-вимірювальна апаратура фіксації температурного режиму підземної газифікації включала в себе температурні регістратори, що вимірювали температуру в стаціонарному режимі (термопари ТХА) та динамічному режимі (пірометр) (табл. 1). Використання пірометра, що працює в динамічному режимі, дало змогу контролювати процес розпалення вугільного пласта. Температурні регістратори вмонтовувалися в стендову установку через спеціальні отвори.

Формування породовугільного масиву на стендовій експериментальній установці проводилось з максимальним дотриманням натурних умов залягання вугільного пласта при різних амплітудах зміщувача.

Характеристика контрольно-вимірювальної апаратури фіксації температурного режиму підземної газифікації

Тип апаратури, назва	Зовнішній вигляд	Параметри вимірювання			Вивід даних
		назва	одиниці	межі	
Температурний реєстратор «Термопара ТХА»		T	°C	0 – 1000	Екран, Інтерфейс «Тера»
Температурний реєстратор «Пірометр»		T	°C	01000	Екран

Виходячи з конструктивних особливостей стендової установки, вугілля закладалося в модель з шириною 1,75 м. Для дутцевої та газовідвідної свердловини залишалось місце з розрахунком 5 см для кожної з них (згідно з масштабним коефіцієнтом). Відповідно ширина вугільного пласта, що бралася для подальших розрахунків становила 1,65 м (рис. 1).

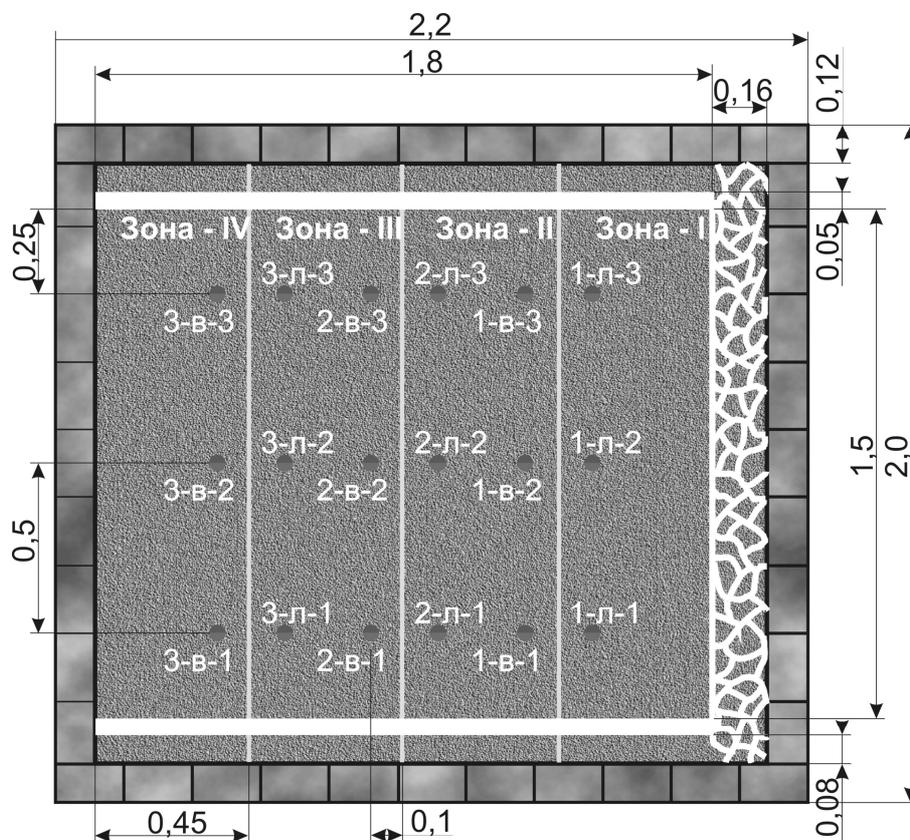


Рис. 1. Модель формування вугільного пласта із встановленням термопар та реперів опускання з урахуванням конструктивних особливостей стендової установки

Загальний вигляд репера та термопар, що встановлювалися безпосередньо на вугільний пласт, приведений в табл. 1, а параметри закладання термопар наведені в табл. 2.

Таблиця 2

Параметри закладання термопар

№ термопар та репера	Висота закладання, м	Відстань від термопар і репера, м		№ термопар та репера	Висота закладання, м	Відстань від термопар і репера, м	
		до дуттєвої свердловини	до газовідвідної свердловини			до дуттєвої свердловини	до газовідвідної свердловини
Висячий бік				Лежачий бік			
Зона I – II, $h_{зм} = 0,5m$							
1-в-1	0,3	0,25	1,25	1-л-1	0,2	0,25	1,25
1-в-2	0,3	0,75	0,75	1-л-2	0,2	0,75	0,75
1-в-3	0,3	1,25	0,25	1-л-3	0,2	1,25	0,25
Зона II-III, $h_{зм} = 0,75m$							
2-в-1	0,35	0,25	1,25	2-л-1	0,3	0,25	1,25
2-в-2	0,35	0,75	0,75	2-л-2	0,3	0,75	0,75
2-в-3	0,35	1,25	0,25	2-л-3	0,3	1,25	0,25
Зона III-IV, $h_{зм} = 0,9m$							
3-в-1	0,375	0,25	1,25	3-л-1	0,35	0,25	1,25
3-в-2	0,375	0,75	0,75	3-л-2	0,35	0,75	0,75
3-в-3	0,375	1,25	0,25	3-л-3	0,35	1,25	0,25

Перший етап проведення експерименту розпочався з розпалювання вугільного пласта, що здійснювалося розжареним вугіллям, яке попередньо піддавалося термічній обробці поза межами стенду. Після закидання вугілля через спеціальний бічний отвір $d = 100$ мм повітря подавалося прямо на розжарене вугілля по розпалювальному трубопроводу із жаростійкою насадкою використовуючи резервний компресор, що приводило до утворення вогнища займання вугільного пласта в температурному режимі $505\text{--}545$ °С, при фіксованій середній температурі – 525 °С.

Температура розпалювання вугільного пласта в реакційному каналі контролювалася за допомогою пірометра. Витрати дуття склали $2\text{--}3,5$ м³/хв., під тиском $0,3$ МПа.

Зважаючи на досить стрімку швидкість пропалення реакційного каналу вугільного пласта, після 25 хв. безперервного подавання повітряного дуття через розпалювальний отвір (рис. 2 а) відбувся поступовий перехід подавання дуття через головну дуттєву систему (рис. 2 б). Після здійснення відповідних заходів по переходу подачі дуття, згідно методики проведення дослідження, швидкість пропалення досягла $0,7$ м/год., внаслідок поступового збільшення тиску до $0,5$ МПа.

Протягом всього розпалювання здійснювався циклічний реверс дуття. Під час реверсної подачі осередок горіння активно переміщався на зустріч повітряному потоку. За 1 годину 30 хв. пропалення реакційного каналу осередок горіння розподілився практично по всій довжині вогневого вибою. Проте перехід

на режим газифікації унеможлилювався через нестабільний вихід концентрації димових та горючих газів.

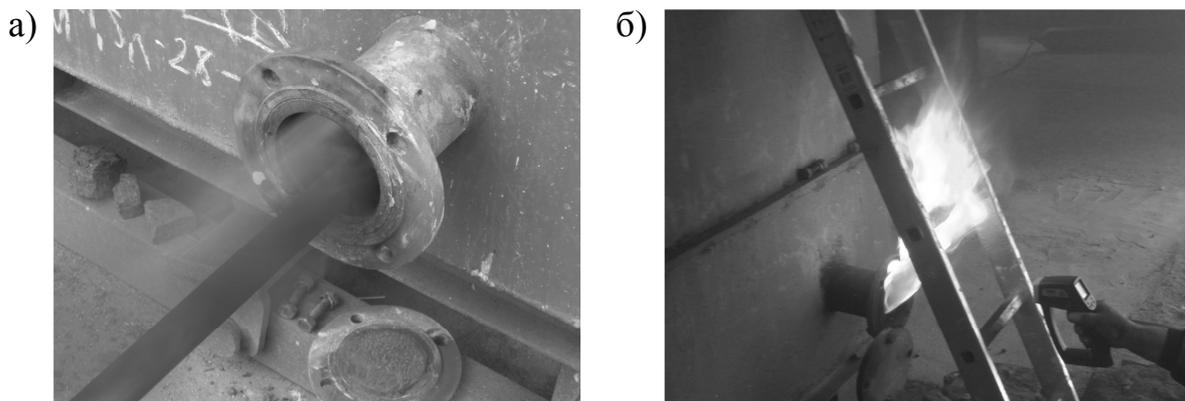


Рис. 2. Подавання дуття для розпалювання вугільного пласта:
а) – через розпалювальну свердловину; б) – через дуттєву систему

Не дивлячись на значний розвиток осередку горіння в газогенераторі, температура газу на виході з моделі до цього часу була відносно невеликою ($\sim 70^{\circ}\text{C}$). Досить велика кількість тепла витрачалася на пустих порід, випаровування внутрішньої вологи порід та вугілля і термічну підготовку остатнього. Перехід на комбінований режим компресор – димосос, який розпочався на 1 годину 30 хвилин після розпалювання вугільного пласта, дозволив зменшити тиск до 0,3 МПа і збільшити швидкість пропалення до 1,1–1,2 м/г.

На кінець другої години розпалення реакційного каналу температура вихідних газів збільшилися до 100°C разом із різким зменшенням вуглекислого газу CO_2 до 7,3 %. Окрім цього тенденція, щодо ефективного розвитку реакційного каналу, спостерігалася разом із збільшенням CH_4 до 1,6 %, CO – 5,5 %, H_2 3,6 % та зменшенням O_2 до 5,6%. Поступове збільшення кількості горючих газів, переконливо доводило про завершення стадії форсування реакційного каналу. Після остаточного пропалення реакційного каналу процес перейшов у формування зон реакційного каналу, який тривав впродовж наступної години.

Комбінована подача дуттєвої суміші у пульсуючому режимі дала змогу за короткий час перейти з режиму розпалювання в режим газифікації вугілля. У зоні окислення багатозазні хімічні реакції між киснем, що подавався в газогенератор і вуглецем вугільного пласта прогрівали вугільний пласт до достатньо високої температури, що дозволило забезпечити автотермічність процесу газифікації. Виділене тепло забезпечувало протікання ендотермічних реакцій відновлення CO_2 і розкладання водяного пару.

Високотемпературне поле з високою інерцією тепла і великою площею розповсюдження формується одразу ж після початку розпалювання вугільного пласта не зважаючи на значні втрати тепла на нагрівання порід, що оточують газогенератор. Зазвичай температури по довжині реакційного каналу розповсюджуються не рівномірно. В окислювальній зоні, де відбуваються інтенсивні реакції горіння з виділенням тепла, температури коливаються в межах $600\text{--}900^{\circ}\text{C}$ поступово збільшуючись при наблизенні до перехідної зони з максимумом $900\text{--}1200^{\circ}\text{C}$. Динаміка

температур на ділянці відновлювальної зони зумовлена превалюванням втрат тепла на ендотермічні реакції, що знижує розповсюдження тепла в навколишнє середовище. Температури на цій ділянці сягають 500–750 °С.

Для проведення моніторингу над посуванням вогневого вибою використовувалися термодатчики з діапазоном вимірювання температур від 0 до 1000 °С. За допомогою перетворювача сигналу та можливістю підключення до інтерфейсу через послідовний COM порт RS-232 дані температур фіксувалися в програмі TERA «Devices Systems» використовуючи крос-платформову базу даних Firebird 2.1. В процесі проведення дослідження термодатчики, що знаходилися над основою вугільного пласта фіксували температури в стаціонарному режимі з кроком – 15 хв. Для зручності аналізу показників температур термодатчики були поділені на три умовні групи. Перша група, як і дві наступні групи, включала в себе по 6 датчиків, 3 з яких знаходилися у лежачому боці вугільного пласта і 3 у висячому (див. рис. 1).

У зоні I – II, де власне і знаходилася перша система датчиків, температури на початок проведення експерименту становили від 21 до 23 °С і не змінювалися до 1 год.30 хв. При поступовому посуванні вогневого вибою термопара 1-л-2 вперше зафіксувала стрімке збільшення температури (рис. 3). На 4 год. 15 хв. температура вугільного пласта, поблизу даної термопари, перевищила межу вимірювання в 1000 °С, внаслідок чого відбулося автоматичне її відключення для запобігання перегрівання теплового елемента. Впродовж 1 год. 15 хв. дані по цій термопарі в систему не поступали.

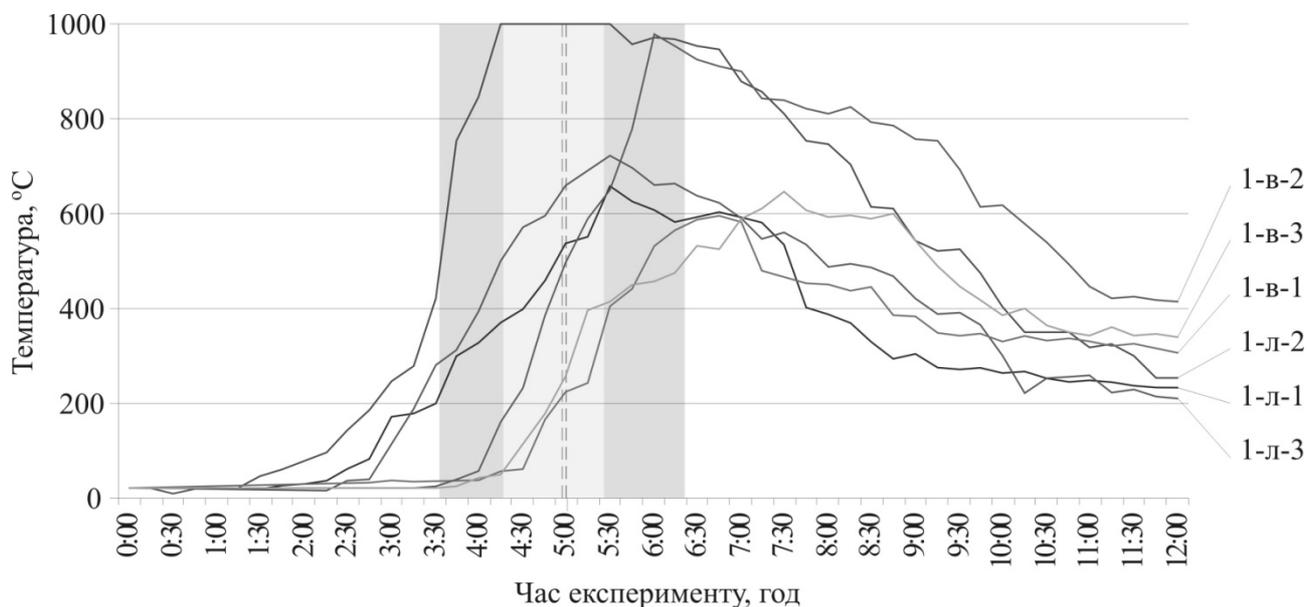


Рис. 3. Графік зміни температур в зоні I – II (hзм = 0,5m)

Температура термопари 1-в-2 в газогенераторі була близькою до 1000 °С, з максимальним її значенням – 978 °С на 6 годину експерименту. Аналіз результатів рівномірного підняття температур по всіх термопарах доводить плавність переходу геологічного порушення з диз'юнктивним зміщенням

$h_{зм} = 0,5m$. Крім цього була виявлена закономірність рівномірного пониження температур після вигазування вугільного пласта.

Аналіз температур по хімічних зонах експериментального підземного газогенератора не проводився через циклічне реверсування повітряного потоку. Не зважаючи на відсутність чітких зон за допомогою побудованого графіка температур була змога визначити в яких час відбувався перехід інтерфейсу вугільного пласта.

Виходячи із закономірностей розповсюдження температурного поля в масиві випливає, що температура у визначеній точці масиву матиме поступовий характер до збільшення аж до наближення вогневого вибою впритул до даної точки з максимальним значенням на час протікання термохімічних реакцій (рис. 4). Відповідно при однаковій лінійній швидкості посування вогневого вибою такі ж самі зміни відбуватимуться і в наступних точках. Основною ж задачею інтерпретації даних було знаходження фіксованої температури по якій відбуватиметься проведення аналізу.

Суть запропонованого методу визначення часового моменту переходу вогневого вибою із зони I в зону II зводиться до визначення середнього значення температур, величина яких перевищила $500\text{ }^{\circ}\text{C}$. Враховуючи суб'єктивність даного методу визначення середнього значення проводилося із урахуванням всіх термопар. Більше того спершу знаходилося середнє значення температур між першою термопарою величина якої сягнула $500\text{ }^{\circ}\text{C}$ та остаточною термопарою з аналогічним показником. Відповідно маючи значення термопари 1-л-2 на 3 год. 40 хв. та термопари 1-в-3 о 6 год. 25 хв. отримаємо середнє значення 4 год. 53 хв.

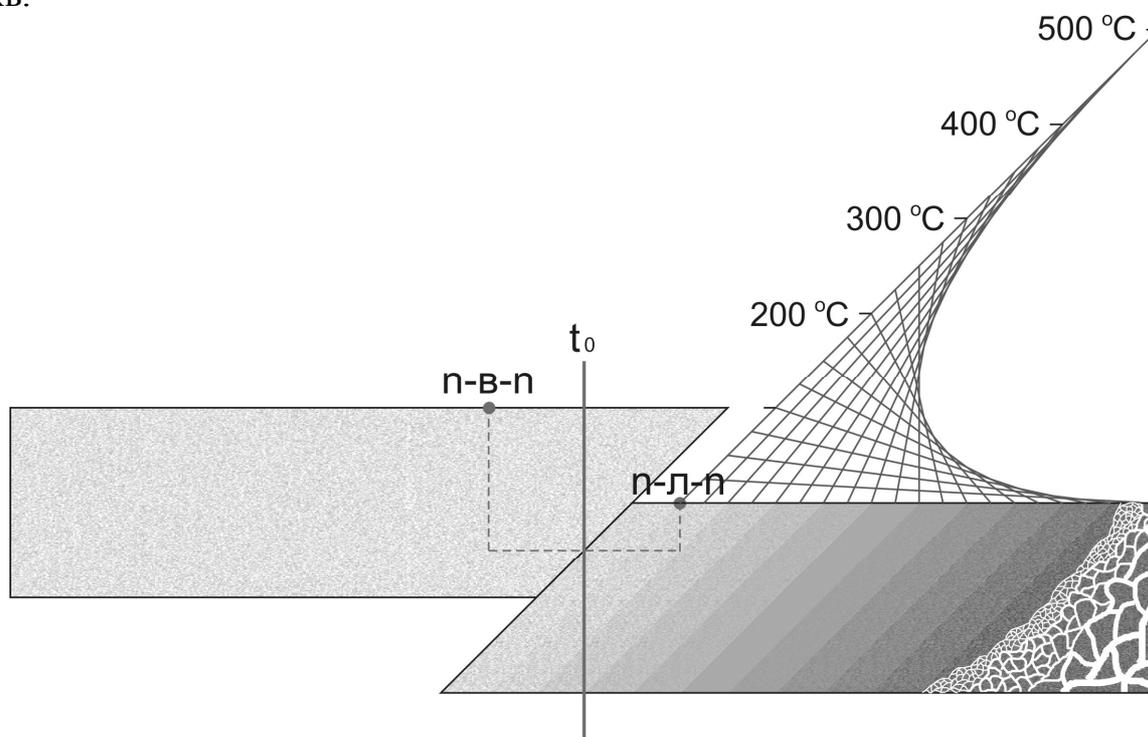


Рис. 4. Схема визначення часового моменту переходу геологічного порушення по температурних датчиках

Провівши визначення середніх значень по кожній з пар датчиків було визначено усереднений час подолання зміщувача геологічного порушення вогневим вибоєм. При такому аналізі відповідне середнє значення склало 4 год. 57 хв. Очевидно, що між двома значеннями середнє є 4 год. 55 хв. експерименту, що на 98,3 % збігається з розрахунковими параметрами вигазовування. Також слід зазначити, що по тепловому фактору геологічне порушення $h_{зм} = 0,5m$ було подолане без особливих втрат тепла за встановлений проміжок часу.

При стабілізації режиму газифікації в зоні II через 6 год. 30 хв. експерименту було зафіксовано плавне підняття температур на термопарі 2-л-2, а через 15 хв. на термопарі 2-л-3. Тут за 2,5 год. температура піднялася до 600 °С (рис. 5).

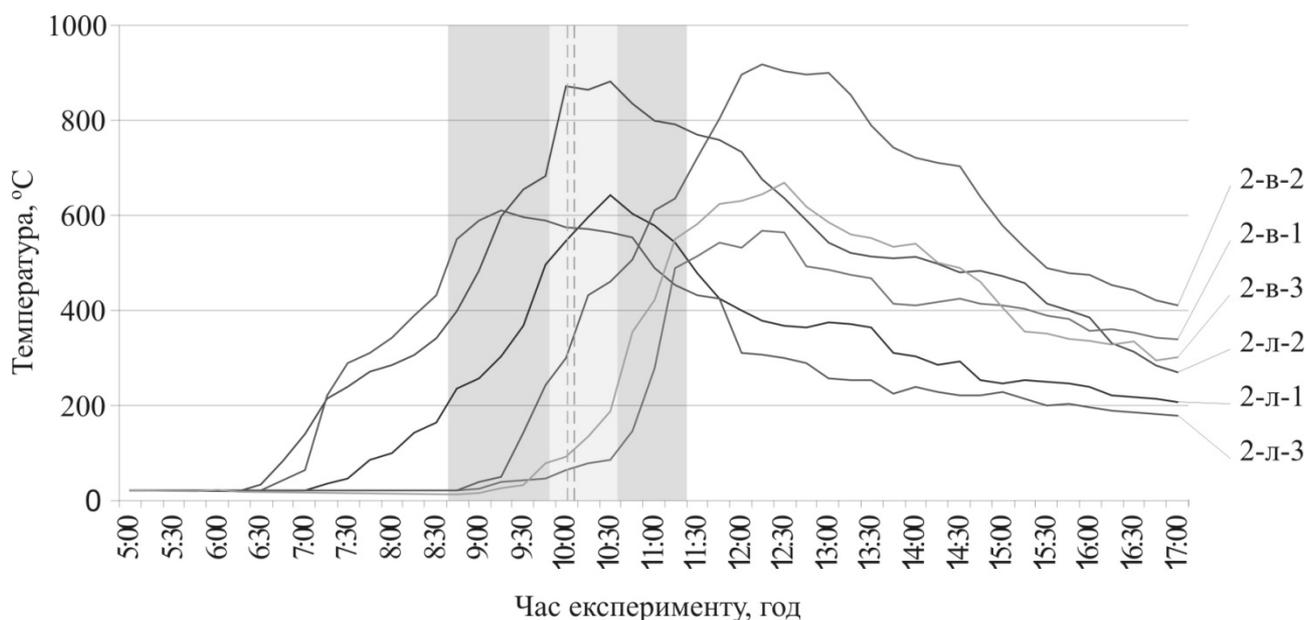


Рис. 5. Графік зміни температур в зоні II – III ($h_{зм} = 0,75m$)

Використовуючи вище наведений підхід, щодо визначення часових рамок переходу інтерфейсу було встановлено, що в зоні II – III перехід газогенератором інтерфейсу відбувся між 9 год. 55 хв. та 10 год. 10 хв. Проте розповсюдження температур в зоні II – III у значній мірі співпадає із розповсюдженням в зоні I – II. Про це свідчать значення температур в окислювальній та відновлювальній зонах.

В зоні I – II найменша максимальна температура становила 568 °С, а найбільша максимальна 736 °С, тоді як в зоні II – III ці показники склали 567 та 687 °С відповідно. Різниця в часі при досягненні 500 °С у цих же зонах складає 35 хв, що в часових одиницях складає 3 год. 15 хв. та 2 год. 40 хв. відповідно.

Остатній інтерфейс характеризувався нерозривним диз'юнктивним зміщенням з амплітудою – $h_{зм} = 0,9m$. У цьому випадку початок зростання температур у лежачому боці (термопарі 3-л-1, 3-л-2 та 3-л-3) відбувалося приблизно в тих же часових рамках, що і при попередніх зміщеннях вугільного пласта. Проте істотно збільшився час на подолання такого порушення. Відповідно за таких умов використання запропонованого раніше методу не дало суттєвого результату. Графічне відображення зміни температур в зоні III – IV представлено на рис. 6.

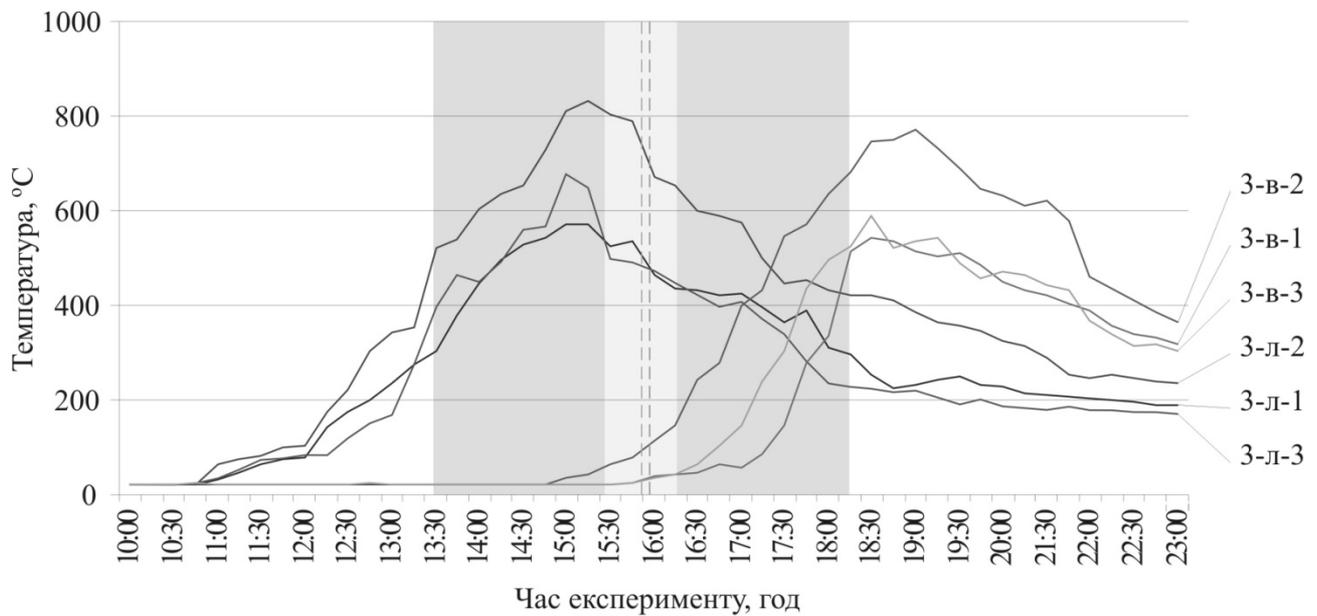


Рис. 6. Графік зміни температур в зоні III – IV ($h_{зм} = 0,9m$)

Характерним для зони III – IV є відносно менші максимальні температури, що фіксувалися термопарами як в лежачому так і у висячому боці. Таке зниження температур могло бути спричинене збільшенням виробленого простору і відповідно втратам тепла у тріщинуватому масиві порід покрівлі.

Враховуючи послідовність проведення дослідження усереднення температур було визначено можливий час переходу інтерфейсу. За результатами двох усереднень встановлено, що перехід відбувався приблизно о 15 год. 50 хв., тобто майже на одну годину пізніше від розрахункового. Відставання від розрахункової швидкості скоріш за все було спричинене суттєвим зменшенням площини нерозривності вугільного пласта.

Очевидним залишається те, що з певним часовим відставанням температури у висячому боці зони IV все таки досягли необхідних значень для забезпечення газоутворення та збалансованості теплового балансу.

Висновки. На основі проведених досліджень автором було встановлено, що при підземній газифікації вугілля в зонах геологічних порушень за рахунок теплообміну виникають додаткові втрати тепла, причому із збільшенням амплітуди геологічного порушення та часу газифікації такі втрати постійно збільшуються. Тут відбуваються не те, що втрати тепла в навколишнє середовище, а зниження його виділення внаслідок різкого зменшення дзеркала вогневого вибою в реакційному каналі. По суті при значній амплітуді зміщувача геологічного порушення відбувається перерозпалення вугільного пласта а процес підземної газифікації вугілля переходить в процес підземного спалювання вугілля.

Інтенсивність переходу зон геологічних порушень пов'язана із збалансованою подачею реагентів дуття, відповідно враховуючи геометричну неоднорідність вугільного пласта необхідно проводити перерахунок матеріально-теплового балансу та здійснювати перехід на ручний режим ведення газифікації.

Список літератури

1. N. Zupanc, A.W. Clarke, J.A. Trinnaman. World energy council / Survey of energy resources 2013, 600 p.
2. Burton E, Friedmann J, Upadhye R (2006) Best practices in underground coal gasification Lawrence Livermore Laboratory, 119 pp 2006.
3. Лозинський аналіз В.Г, П.Б. Саїк, О.В. Паваленко, Д.О Кошка. Аналіз сучасного стану і перспективи промислового застосування свердловинної підземної газифікації вугілля в Україні. // Матеріали IV міжнародної науково-практичної конференції «школа підземної розробки». – Д.: НГУ, 2010. – с. 279 - 287.
4. Yang, L., Zhang, X., Liu, S., Yu, L., & Zhang, W.. Field test of large-scale hydrogen manufacturing from underground coal gasification (UCG) //International Journal of Hydrogen Energy. – 2008. – Т. 33. – №. 4. – С. 1275-1285.
5. Дичковський Р.О. Наукові засади синтезу технологій видобування вугілля у слабометаморфізованих породах / Р.О. Дичковський. – Д. : Національний гірничий університет, 2013. – 262 с.
6. V.S. Falshtynskyi, R.O. Dychkovskyi, V.G. Lozynskyi, P.B. Saik. Determination of the technological parameters of borehole underground coal gasification for thin coal seam. Journal of sustainable mining. Issue 3, Volume 12. Central mining institute, Katowice 2013.
7. V.S. Falshtynskyi, R.O. Dychkovskyi, V.G. Lozynskyi, P.B. Saik. Research an adaptation process of the system «rock and coal massif – underground gasgenerator» on stand setting. Instytut Gospodarki Surowcami mineralnymi i energią Polskiej akademii nauk // Szkoła Eksploatacji podziemnej // – 2012. – Str. – 241-254.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 14.11.2014*

УДК 622.647.2

© Р.В. Кирия, Н.Г. Ларионов

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СИЛ СОПРОТИВЛЕНИЯ ДВИЖЕНИЮ ЛЕНТЫ ПО РОЛИКООПОРАМ ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА, ОБУСЛОВЛЕННЫХ ДЕФОРМАЦИЕЙ ГРУЗА

На основании теории качения твердых цилиндров по упругим цилиндрическим пластинам определена сила и коэффициент сопротивления движению ленты по трехроликовым опорам конвейера. При этом учитывался гистерезис нормальных напряжений сыпучей среды к бортам ленты при ее движении по боковым роликам.

На підставі теорії кочення твердих циліндрів по пружним циліндричним пластинам визначена сила і коефіцієнт опору руху стрічки по трьохроликовим опорам конвеєра. При цьому враховувався гістерезис нормальних напружень сипкого середовища до бортів стрічки при її русі по боковим роликам.

The rigid cylinder rolling theory using to elastic belt-plate motion with three roller support allow to obtain the resistance force value. Therefor normal to lateral belt sides freight stress hysteresis under side roller motion is taken into account.

В настоящее время получили применение подземные ленточные конвейеры с лентой глубокой желобчатости. Они позволяют увеличить производительность конвейера, а также угол его наклона.

Однако из-за больших сил распора, связанных с деформацией груза, сила сопротивления движению ленты по роlikоопорам конвейера с лентой глубокой желобчатости существенно больше по сравнению с обычным конвейером.

Основными составляющими силы сопротивления движению ленты по роlikоопорам ленточного конвейера являются: сила сопротивления от вращения роликoв (потери в подшипниках роликoв), сила сопротивления от вдавливания ролика в ленту (потери при качении ролика по ленте конвейера), сила сопротивления, обусловленная изгибом ленты и деформацией груза.

В работах [1–3] достаточно полно изучены составляющие силы сопротивления движению ленты по роlikоопорам ленточного конвейера от вращения роликoв, от вдавливания роликoв в ленту, от изгиба ленты. Однако составляющие силы сопротивления от деформации груза изучены недостаточно. В то же время для конвейера с лентой глубокой желобчатости составляющие силы сопротивления движению ленты по роlikоопорам являются наиболее существенной.

В данной статье рассмотрен вопрос определения составляющей силы сопротивления движению ленты по трехроlikовым опорам, обусловленной деформацией груза.

При приближении лотка ленты с сыпучим грузом к роlikоопоре ленточного конвейера борта лотка ленты под действием боковых роликoв сжимаются, а затем за роlikоопорой под действием бокового распора груза расходятся, т.е. происходит развал бортов ленты. В результате при прохождении ленты с грузом через роlikоопору на борта ленты действует боковое давление со стороны груза, которое уменьшается скачком от пассивного до активного значения. При этом боковое давление на борта ленты сохраняет постоянное значение до определенной точки на промежутке между роlikоопорами. Затем в этой точке под действием упругих сил борта ленты сжимаются, а боковое давление скачком увеличивается от активного до пассивного значения, которое сохраняет постоянное значение до точки набегания ленты на роlikоопору ленточного конвейера.

При этом активная и пассивная распределенные боковые нагрузки на борта ленты меняются по высоте бортов ленты по линейному закону.

Перепад бокового давления на борта ленты со стороны груза при переходе ее через роlikоопоры конвейера вызывает скачек изгибающих моментов, приложенных в точках контакта ленты с боковыми роликoв конвейера, которые компенсируются моментом силы сопротивления, действующей со стороны боковых роликoв.

Кроме того, на дно лотка ленты действует постоянная распределенная нагрузка, обусловленная силой тяжести груза. Поэтому сила сопротивления при движении ленты по средним роликoв роlikоопор конвейера, обусловленная деформацией груза, по сравнению с силой сопротивления от боковых роликoв незначительна.

Для определения сил сопротивления движению ленты по роlikоопорам ленточного конвейера, обусловленных деформацией груза, необходимо исследовать напряженно-деформированное состояние бортов лотка ленты.

Предположим, что контакт ленты и роликов происходит по образующей поверхности ролика, т.е. контакт ленты с роликом является контактом I рода [4].

Согласно принципу относительности механики, задачу движения бортов ленты по роликоопорам ленточного конвейера можно заменить задачей качения твердых цилиндров по упругой пластине, расположенных на одинаковых расстояниях между собой.

Поставленную задачу разобьем на две задачи: внешнюю и внутреннюю. Во внешней задаче рассмотрим напряженно-деформированное состояние бортов ленты на промежутке между роликоопорами ленточного конвейера.

Во внутренней задаче рассмотрим силы и моменты, действующие в точке контакта ленты с боковыми роликами.

Рассмотрим внешнюю задачу. Представим борта ленты как упругие цилиндрические пластины, жестко закрепленные в точках контакта с роликами, растянутые силами натяжения S (Н), обладающие изгибной жесткостью D_1 (Н·м²) и нагруженные распределенной нагрузкой $q(x)$ (Н/м) (рис. 1).

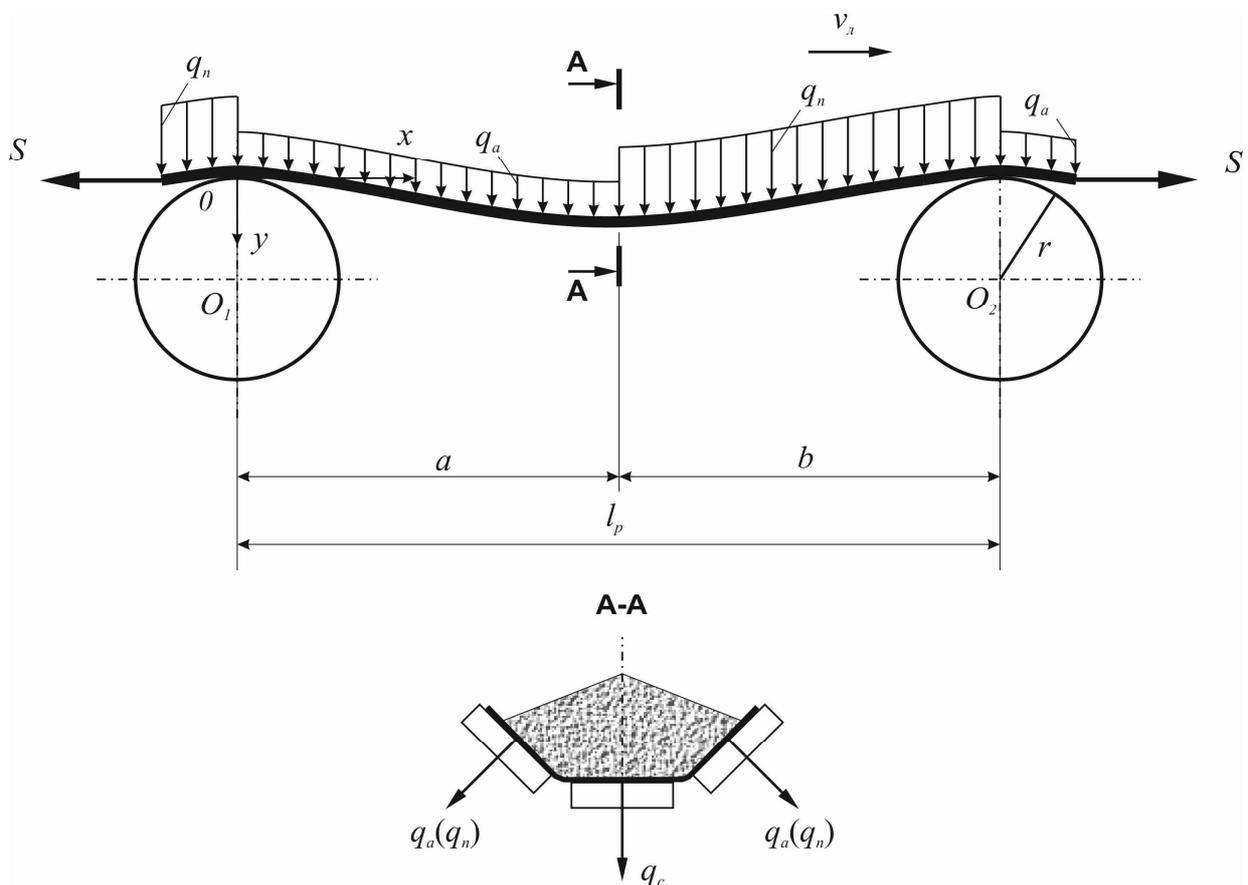


Рис. 1. Расчетная схема деформаций и нагрузок на ленту конвейера

Уравнение деформации бортов ленты при ее движении между роликоопорами запишем в виде [5]:

$$D_1 \frac{d^4 y}{dx^4} - S \frac{d^2 y}{dx^2} = q(x). \quad (1)$$

При этом распределенная нагрузка, действующая на эти цилиндрические пластины, представляется в виде

$$q(x) = \begin{cases} q_a, & \text{если } 0 \leq x \leq a; \\ q_n, & \text{если } a \leq x \leq l_p = a + b, \end{cases} \quad (2)$$

где q_a, q_n – активное и пассивное давления груза, действующие на борта ленты, Н/м; l_p – расстояние между роlikоопорами, м; y – деформация пластины в нормальном направлении, м; a – промежуток между роlikоопорами, в пределах которого действует активная распределенная нагрузка q_a , м; b – промежуток между роlikоопорами, в пределах которого действует пассивная распределенная нагрузка q_n , м.

Уравнение (1), с учетом (2), можно разбить на два:

$$D_1 \frac{d^4 y_1}{dx^4} - S \frac{d^2 y_1}{dx^2} = q_a \quad \text{при } 0 \leq x \leq a; \quad (3)$$

$$D_1 \frac{d^4 y_2}{dx^4} - S \frac{d^2 y_2}{dx^2} = q_n \quad \text{при } a \leq x \leq l_p, \quad (4)$$

где y_1, y_2 – нормальные изгибы бортов ленты на участках действия активного и пассивного боковых давлений соответственно.

При этом должны выполняться граничные условия:

– на левом конце пластины

$$\text{при } x = 0 \quad y_1 = 0; \quad \frac{dy_1}{dx_1} = 0; \quad (5)$$

– на правом конце пластины

$$\text{при } x = l_p \quad y_2 = 0; \quad \frac{dy_2}{dx_2} = 0. \quad (6)$$

Кроме того, в точке скачка бокового давления на борта ленты со стороны груза из условий непрерывности деформации, углов наклона ленты, моментов и перерезывающих сил в сечении ленты должны выполняться условия:

$$\text{при } x = a \quad y_1 = y_2; \quad \frac{dy_1}{dx_1} = \frac{dy_2}{dx_2}; \quad \frac{d^2 y_1}{dx_1^2} = \frac{d^2 y_2}{dx_2^2}; \quad \frac{d^3 y_1}{dx_1^3} = \frac{d^3 y_2}{dx_2^3}. \quad (7)$$

Общее решение системы уравнений (3), (4) имеет вид:

$$y_1 = \frac{1}{u^2} [(c_{11} \text{sh}(ux) + c_{12} \text{ch}(ux))] - \frac{q_a x^2}{2S} + c_{13} x + c_{14} \quad \text{при } 0 \leq x \leq a; \quad (8)$$

$$y_2 = \frac{1}{u^2} [c_{21} \text{sh}(ux) + c_{22} \text{ch}(ux)] - \frac{q_n x^2}{2S} + c_{23} x + c_{24} \quad \text{при } a \leq x \leq l_p, \quad (9)$$

где $u = \sqrt{\frac{S}{D_1}}$.

Подставляя (8) и (9) в граничные условия (5), (6) и условия (7), определим неизвестные константы $c_{11}, c_{12}, c_{13}, c_{14}, c_{21}, c_{22}, c_{23}, c_{24}$.

Изгибающий момент, приложенный к бортам ленты конвейера, определим по формуле [5]:

$$M(x) = \begin{cases} D_1 \frac{d^2 y_1}{dx^2} & \text{при } 0 \leq x \leq a; \\ D_1 \frac{d^2 y_2}{dx^2} & \text{при } 0 \leq x \leq l_p. \end{cases} \quad (10)$$

Анализ эпюр прогибов и изгибающих моментов бортов ленты, построенных по формулам (8)–(10), показал их несимметричность относительно середины интервала между роlikоопорами. При этом с уменьшением изгибной жесткости бортов ленты D_1 эпюра изгибающих моментов приближается к кривым, симметричным относительно центра интервала между роlikоопорами, а эпюры прогибов остаются несимметричными.

Для случая $a = l_p / 2$ изгибающие моменты на левом и правом концах пластины равны:

– на левом конце при $x = 0$

$$M_1(0) = D_1 \frac{d^2 y_1}{dx^2} \Big|_{x=0} = D_1 \left[\frac{q_n + q_a}{2S} ua \frac{\text{ch}(ua)}{\text{sh}(ua)} - \frac{q_n - q_a}{2S} \frac{(1 - \frac{u^2 a^2}{2}) \text{sh}(ua) - ua}{\text{sh}(ua) - u \text{ach}(ua)} - \frac{q_a}{S} \right]; \quad (11)$$

– на правом конце при $x = l_p$

$$M_2(l_p) = D_1 \frac{d^2 y_2}{dx^2} \Big|_{x=l_p} = D_1 \left[\frac{q_n + q_a}{2S} ua \frac{\text{ch}(ua)}{\text{sh}(ua)} + \frac{q_n - q_a}{2S} \frac{(1 - \frac{u^2 a^2}{2}) \text{sh}(ua) - ua}{\text{sh}(ua) - u \text{ach}(ua)} - \frac{q_n}{S} \right]. \quad (12)$$

Рассмотрим внутреннюю контактную задачу. Для определения сил сопротивления движению ленты по роlikоопорам конвейера, обусловленных деформацией груза, составим уравнение равновесия моментов сил, приложенных к ролику в точке К контакта ленты с боковыми роliками относительно центра вращения боковых роликов О (рис. 2).

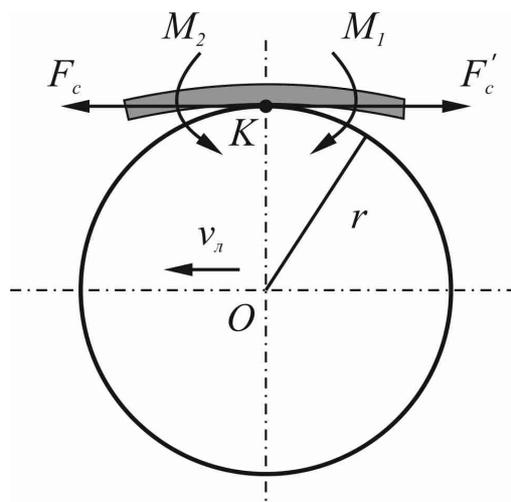


Рис. 2. Расчетная схема моментов сил, действующих на боковые роliки ленточного конвейера

В результате имеем

$$M_2(l_p) - M_1(0) = F'_c r, \quad (13)$$

где F'_c – сила сопротивления качению боковых роликов по ленте конвейера, обусловленная деформацией груза; r – радиус ролика.

Из равенства (13) получим:

$$F'_c = \frac{M_2(l_p) - M_1(0)}{r}. \quad (14)$$

Сила сопротивления движению ленты по боковым роликам, обусловленная деформацией груза, равняется

$$F_c = F'_c.$$

Подставляя (11) и (12) в (13), после преобразования получим:

$$F_c = \frac{(q_n - q_a)}{ur} \cdot \frac{\left[\frac{ua}{2} \operatorname{sh}(ua) - \operatorname{ch}(ua) + 1 \right] a}{u \operatorname{ach}(ua) - \operatorname{sh}(ua)}. \quad (15)$$

Коэффициент сопротивления при движении ленты на роликоопоре ленточного конвейера, обусловленный деформацией груза, определим по формуле

$$k_c = \frac{2F_c}{q_m l_p}, \quad (16)$$

где q_m – максимальный погонный вес груза на ленте конвейера.

Подставим (15) в (16), после преобразования получим:

$$k_c = \frac{(q_n - q_a)}{u q_m r} \cdot \frac{\frac{ua}{2} \operatorname{sh}(ua) - \operatorname{ch}(ua) + 1}{u \operatorname{ach}(ua) - \operatorname{sh}(ua)}, \quad (17)$$

где $a = l_p/2$.

Определим теперь средние значения активной q_a и пассивной q_n распределенных нагрузок на борта ленты, а также максимальный погонный вес груза на ленте q_m в зависимости от параметров желоба ленты трехроликовой опоры. Для этого рассмотрим напряженное состояние сыпучего груза в сечении лотка ленты конвейера с трехроликовыми опорами (рис. 3).

Для горизонтального конвейера в силу небольшой глубины груза на дно лотка ленты со стороны сыпучего груза действует главное нормальное давление σ_1 (касательное напряжение равно 0), равное

$$\sigma_1 = \gamma h, \quad (18)$$

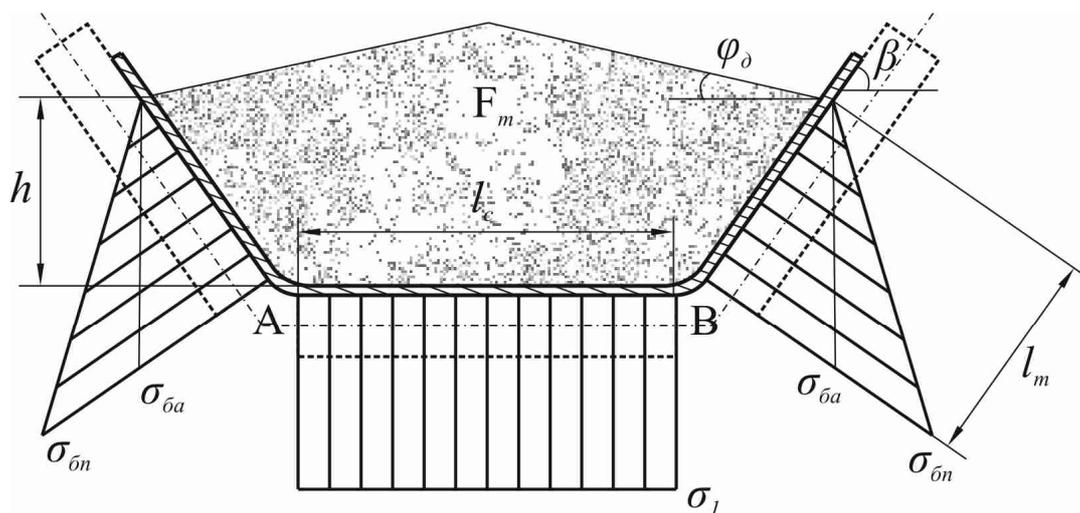
где γ – плотность груза, Н/м^3 , h – высота груза на ленте конвейера, м.

Согласно [6], в точках А и В главные боковые активные и пассивные давления σ_{2a} (Н/м^2) и σ_{2n} (Н/м^2) определяются по формулам

$$\begin{aligned} \sigma_{2a} &= \gamma h m; \\ \sigma_{2n} &= \frac{\gamma h}{m}, \end{aligned} \quad (19)$$

где m – коэффициент подвижности груза, определяемый по формуле

$$m = 1 + 2f^2 - 2f\sqrt{1 + f^2}.$$



Напряженное состояние в точках А и В

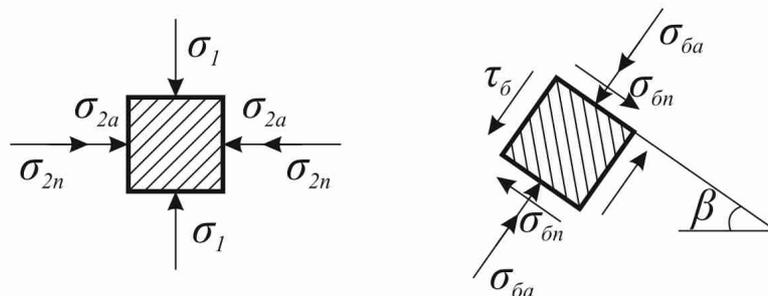


Рис. 3. Напряженно-деформированное состояние сыпучего груза в сечении желоба ленты конвейера с трехроликовыми опорами

Активное $\sigma_{\bar{b}a}$ и $\sigma_{\bar{b}n}$ пассивное давления на боковую стенку лотка, расположенную под углом β к горизонту в точках А и В, определим по формулам [6]:

$$\begin{aligned}\sigma_{\bar{b}a} &= \sigma_1 \cos^2 \beta + \sigma_{2a} \sin^2 \beta; \\ \sigma_{\bar{b}n} &= \sigma_1 \cos^2 \beta + \sigma_{2n} \sin^2 \beta,\end{aligned}\quad (20)$$

где β – угол наклона боковой стенки лотка, град.

Подставляя (18) и (19) в (20), получим

$$\begin{aligned}\sigma_{\bar{b}a} &= \gamma h (\cos^2 \beta + m \sin^2 \beta); \\ \sigma_{\bar{b}n} &= \gamma h \left(\cos^2 \beta + \frac{\sin^2 \beta}{m} \right).\end{aligned}\quad (21)$$

Погонная нагрузка на дно лотка q_c (Н/м), активные и пассивные погонные нагрузки $q_{\bar{b}a}$ (Н/м) и $q_{\bar{b}n}$ (Н/м) на боковые стенки лотка определяются как площадь эпюр нормальных давлений на дно и боковые стенки лотка ленты. В результате имеем:

$$q_{\bar{b}a} = \frac{1}{2} \sigma_{\bar{b}a} l_m,$$

$$q_{\delta n} = \frac{1}{2} \sigma_{\delta n} l_m,$$

$$q_c = \sigma_1 l_c. \quad (22)$$

где l_m – максимальная длина бортов ленты, заполненной грузом (м), определяется по формуле:

$$l_m = \frac{b - l_c}{2}, \quad (23)$$

где b – длина линии контакта груза в поперечном сечении ленты, $b = 0,9B - 0,05$, м; B – ширина ленты конвейера, м; l_c – ширина дна лотка ленты конвейера, м.

При этом, согласно рис. 3, h определяется по формуле

$$h = l_m \sin \beta. \quad (24)$$

Подставляя (21) в (22), с учетом (24), после преобразования получим:

$$q_{\delta a} = \frac{\gamma l_m^2}{2} (\cos^2 \beta + m \sin^2 \beta) \sin \beta;$$

$$q_{\delta n} = \frac{\gamma l_m^2}{2} \left(\cos^2 \beta + \frac{\sin^2 \beta}{m} \right) \sin \beta. \quad (25)$$

Максимальную погонную нагрузку q_m (Н/м) на ленте конвейера определим по формуле:

$$q_m = \gamma F_m, \quad (26)$$

где F_m – максимальная площадь сечения лотка ленты, заполненной грузом, м² (см. рис. 3)

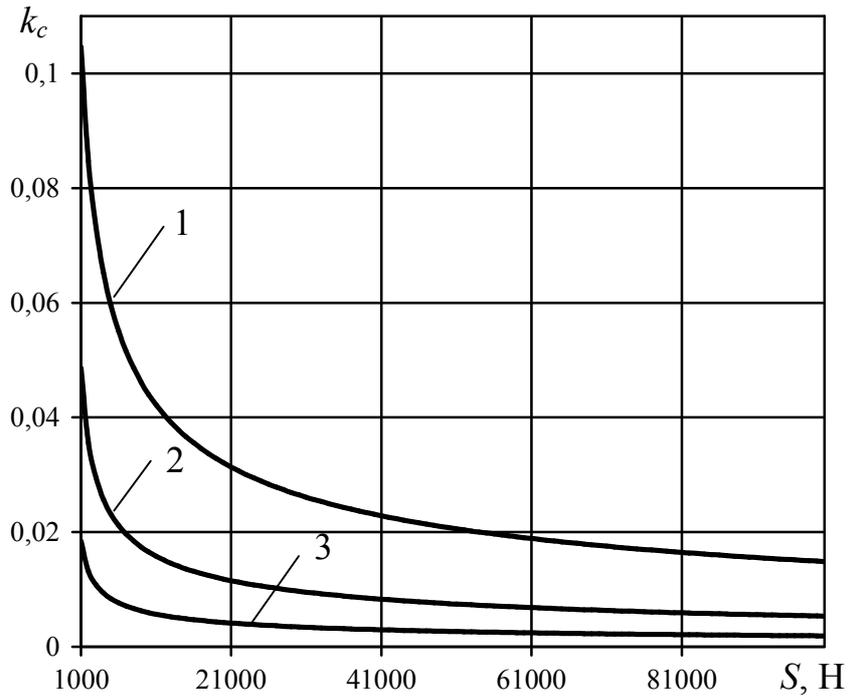
Для трехроlikовой опоры, подставляя F_m в (26), получим:

$$q_m = \gamma \left[l_m \sin \beta \cdot (l_c + l_m \cos \beta) + \frac{(l_c + 2l_m \cos \beta)^2}{4} \operatorname{tg} \varphi_\delta \right], \quad (27)$$

где φ_δ – угол естественного наклона насыпного груза при его движении по роlikоопорам конвейера, град.

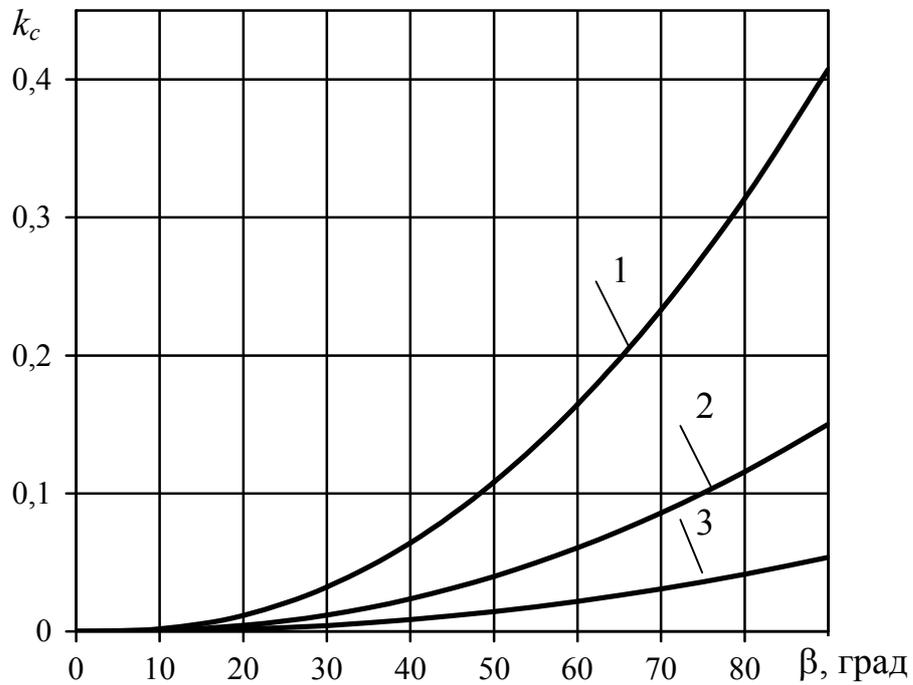
На рис. 4, 5, 6 показаны графики зависимости коэффициента сопротивления движению ленты k_c от натяжения ленты, угла наклона боковых роlikов β и расстояния между роlikоопорами l_p при различных значениях изгибной жесткости ленты конвейера $D_1 = 16; 2; 0,2$ Н·м², построенных согласно формуле (17) с учетом (25) и (26). При этом параметры конвейера, ролика, лотка ленты и свойства груза принимали значения: $S_l = 20000$ Н; $l_p = 1$ м; $r = 0,06$ м; $B = 1$ м; $l_c = 0,256$ м; $f = 0,7$; $\varphi_\delta = 20^\circ$; $\gamma = 10000$ Н/м³.

Из графиков (см. рис. 4–6) видно, что с увеличением натяжения ленты S и угла наклона боковых роlikов β коэффициент сопротивления от деформации груза k_c увеличивается, а при увеличении расстояния между роlikоопорами l_p практически не изменяется. При этом с увеличением изгибной жесткости ленты конвейера D_1 коэффициент сопротивления движению ленты k_c возрастает.



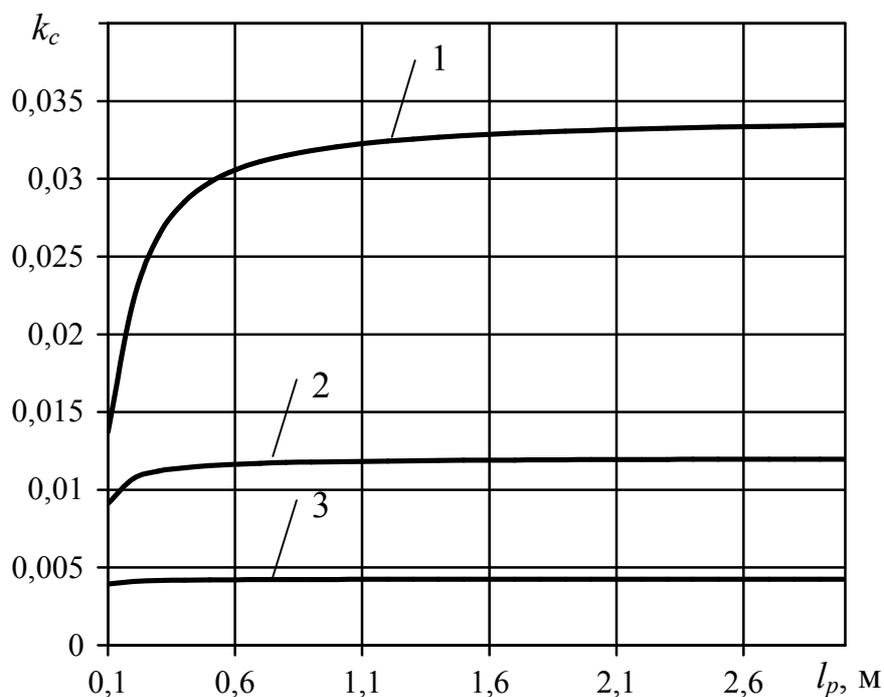
1 – $D_1 = 16,0 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$; 2 – $D_1 = 2,0 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$; 3 – $D_1 = 0,25 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$

Рис. 4. Графики зависимости коэффициента k_c от натяжения ленты S при различных изгибных жесткостях ленты D_1



1 – $D_1 = 16,0 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$; 2 – $D_1 = 2,0 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$; 3 – $D_1 = 0,25 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$

Рис. 5. Графики зависимости коэффициента k_c от угла наклона боковых роликов β при различных изгибных жесткостях ленты D_1



1 – $D_1 = 16,0 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$; 2 – $D_1 = 2,0 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$; 3 – $D_1 = 0,25 \text{ Н}\cdot\text{м}^2$

Рис. 6. Графики зависимости коэффициента k_c от расстояния между роlikоопорами l_p при различных изгибных жесткостях ленты D_1

Кроме того, коэффициент сопротивления движению ленты по роlikоопорам ленточного конвейера, обусловленный деформацией груза, при угле наклона боковых роликков $\beta = 30^\circ$ равен $k_c \approx 0,032$, что примерно в два раза меньше общего коэффициента сопротивления движению ленты по роlikоопорам конвейера [7].

Отсюда следует, что для ленточных конвейеров с лентой глубокой желобчатости при $\beta \geq 30^\circ$ основной составляющей силы сопротивления движению ленты по роlikоопорам конвейера является сила сопротивления от деформации груза.

Выводы.

1. Сила сопротивления движению ленты по роlikоопорам ленточного конвейера, обусловленная деформацией груза, возникает в результате скачка изгибного момента, приложенного к ленте в точках контакта ленты с роликками роlikоопор конвейера. Это является следствием неравномерности распределенных боковых нагрузок, приложенных к бортам ленты вдоль конвейера, вызванных активными и пассивными силами бокового распора сыпучего груза, находящегося на ленте конвейера.

2. Основной составляющей силы сопротивления движению ленты по роlikоопорам ленточного конвейера с лентой глубокой желобчатости является сила, обусловленная деформацией груза.

3. С увеличением натяжения ленты конвейера, угла наклона боковых роликков и изгибной жесткости ленты сила сопротивления движению ленты по ро-

ликоопорам, обусловленная деформацией груза, увеличивается, а при изменении расстояния между роlikоопорами практически не изменяется.

Список литературы

1. Шахмейстер Л. Г. Теория и расчет ленточных конвейеров / Л. Г. Шахмейстер, В. Г. Дмитриев. – М.: Машиностроение, 1987. – 336 с.
2. Определение коэффициента сопротивления движению ленты по роlikоопорам мощного конвейера / Р. В. Кирия, В. Ю. Максютенко, Т. Ф. Мищенко, Н. Г. Ларионов // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2010. – Вып. 86. – С. 248–254.
3. Кирия Р. В. Определение коэффициента сопротивления движению ленты по роlikоопорам конвейера, обусловленного изгибом ленты / Р. В. Кирия, В. Ю. Максютенко, Т. Ф. Мищенко // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2012 – Вып. 106. – С. 140–146.
4. Джонсон К. Механика контактного взаимодействия / К. Джонсон. – М.: Мир, 1989. – 510 с.
5. Тимошенко С. П. Пластины и оболочки / С. П. Тимошенко, С. Войковский–Кригер. – М.: Физ.-мат. литература, 1963. – 635 с.
6. Зенков Р. Л. Механика насыпных грузов / Р. Л. Зенков. – М.: Машиностроение, 1964. – 251 с.
7. Акимов Б. Г. Экспериментальные исследования некоторых составляющих сопротивления перемещению ленты конвейера по роlikоопорам / Б. Г. Акимов, И. С. Петухов // Прочность и долговечность горных машин. – М.: Недра, 1975. – Вып. 3. – С. 120–128.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширіним Л.Н.
Надійшла до редакції 28.02.2014*

УДК 622.272

© А.Б. Владыко

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ ПРОХОДЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Выполнен анализ и разработан алгоритм имитационной модели оптимизации применения проходческого оборудования с помощью программных пакетов Matlab и Simulink. Установлены зависимости времени работы, коэффициента готовности и трудоемкости от технологических параметров для двух вариантов проходческих комплексов.

Виконано аналіз та розроблено алгоритм імітаційної моделі оптимізації застосування прохідницького обладнання за допомогою програмних пакетів Matlab та Simulink. Встановлено залежності часу роботи, коефіцієнта готовності і трудомісткості від технологічних параметрів для двох варіантів прохідницьких комплексів.

Evaluated the results of the introduction of technological solutions of the deposit of uranium The analysis of the algorithm and simulation optimization model of tunneling equipment with the help of software packages Matlab and Simulink. The dependences of the time, and labor availability factor of the process parameters for the two options tunnel complexes.

Одним из основных экспортных товаров Украины является железорудное сырье, металл или изделия из него. Уровень экспорта металла зависит от эффективности работы горнодобывающего комплекса Украины. Поэтому приоритет-

ность повышения его эффективности отмечается стратегией развития Украины. Центральное место в горнодобывающем комплексе занимают горнопроходческие работы, которые составляют 30–40 % трудозатрат на добычу полезного ископаемого. Одно из направлений совершенствования горнодобывающего комплекса это разработка научно-обоснованных методов определения эффективности горного оборудования отечественных и зарубежных производителей, которое используется при проведении горных выработок.

Для решения подобных задач в последнее время широко применяются системный анализ и его метод – имитационное моделирование. При использовании системного анализа при решении подобных задач необходимо обоснование цели системы, структуры и функциональных свойств системы. Из теории системного анализа цель – это образ несуществующего, но желаемого состояния среды, которое позволяет решать проблему при данных ресурсах.

Целью исследуемой системы будет:

- производительность машин, шп.-м/смену, м³/смену;
- коэффициент готовности машин;
- трудоемкость проведения выработки, чел-смен.

Структура системы – это ее порядок в совокупности объектов. Структура горнопроходческого комплекса представляет сложную систему с внешней средой и несколькими входами и выходами параметров. При проведении выработки машины имеют последовательное, параллельное и смешанное соединение. Определенная структура расположения оборудования влияет на эффективность системы и зависит от результата каждого из процессов. Система делится на подсистемы, которые имеют связи между собой и внешней средой. Внешняя среда представлена горными породами в массиве и в разрушенном состоянии также влияет на структуру. Функции системы зависят от ее структуры, и характеризуется технической производительностью, уровнем надежности и эффективностью использования оборудования во времени.

Из широко применяемых методов для системного анализа основным является имитационное моделирование. Выбор имитационного моделирования для выполнения исследований заключался в следующем:

1. Увеличивая или уменьшая количество исходных данных модели, можно строить системы любой степени сложности.
2. С использованием алгоритмов и языков высокого уровня программирования, например Matlab, можно воспроизводить сколько угодно связей между элементами, блоками и подсистемами модели.
3. Усложняя имитационную модель, можно добиться высокой точности результатов моделирования.

Такой подход позволяет решить ряд актуальных проблем эффективного управления горнопроходческих комплексов. Основными проблемами мешающие эффективному управлению горнопроходческих комплексов есть:

- большое количество горного оборудования: бурового, погрузочного, транспортного, вспомогательного;
- при различных видах горнопроходческого оборудования возможны различные совмещения рабочих процессов;

- большое количество рабочих процессов, которые взаимодействуют между собой и внешней средой;
- различные во времени и пространстве взаимодействия подсистем оборудования.

При построении имитационной модели необходимо воспроизвести структуру и функции системы, а также рассмотреть критерии работы системы и ограничения. Основным критерием эффективности является коэффициент готовности машины, производительность машин, и затраты энергии на работу машины. В модели рассчитывается производительность и уровень использования машины на проходческом участке, также при работе оборудования должна определяться производительность и надежность оборудования. Оценка каждого варианта проходческого комплекса производится по максимальной производительности при минимальных затратах в данных горно-геологических и технологических условиях.

Имитационное моделирование состоит из следующих этапов:

1. Постановка задачи и согласование целей системного анализа с целью имитационного моделирования, рассматриваются показатели эффективности и ограничения.

2. Изучение горно-геологических и горнотехнических условий, в том числе случайных законов распределения прочности пород.

3. Выделение основных факторов: тип машин, скорость проведения выработки, эксплуатационная производительность, зависимость производительности машин от геотехнологических условий.

4. Формулировка, построение математической модели и планирования численного эксперимента.

5. Составление программы в Matlab и проведение эксперимента.

6. Верификация и анализ результатов имитационного моделирования.

Целью имитационного эксперимента является: выбор и определение эксплуатационной производительности горно-проходческого оборудования, определение трудоемкости основных рабочих процессов, таких как бурение шпуров в забое и погрузка горной массы, а также определение коэффициента использования оборудования в зависимости от эксплуатации в различных горно-геологических условиях.

Общая схема алгоритма имитационного моделирования основных процессов при проведении подготовительных выработок представлена на рис. 1. Алгоритм состоит из различных модулей, которые подразделяются на основные и вспомогательные. К основным относятся: 3, 8, 11, 12, 13. Остальные модули можно рассматривать как вспомогательные. Вспомогательные модули служат для ввода и вывода данных (2, 16), изменения установленных параметров моделирования (5), вычисления требуемых показателей (15), определения режима работы программы (4, 6, 7, 9, 10), а также обеспечения взаимодействия и функционирования основных модулей алгоритма. Здесь и далее нумерация модулей алгоритма осуществляется в соответствии со схемой, приведенной на рис. 1.

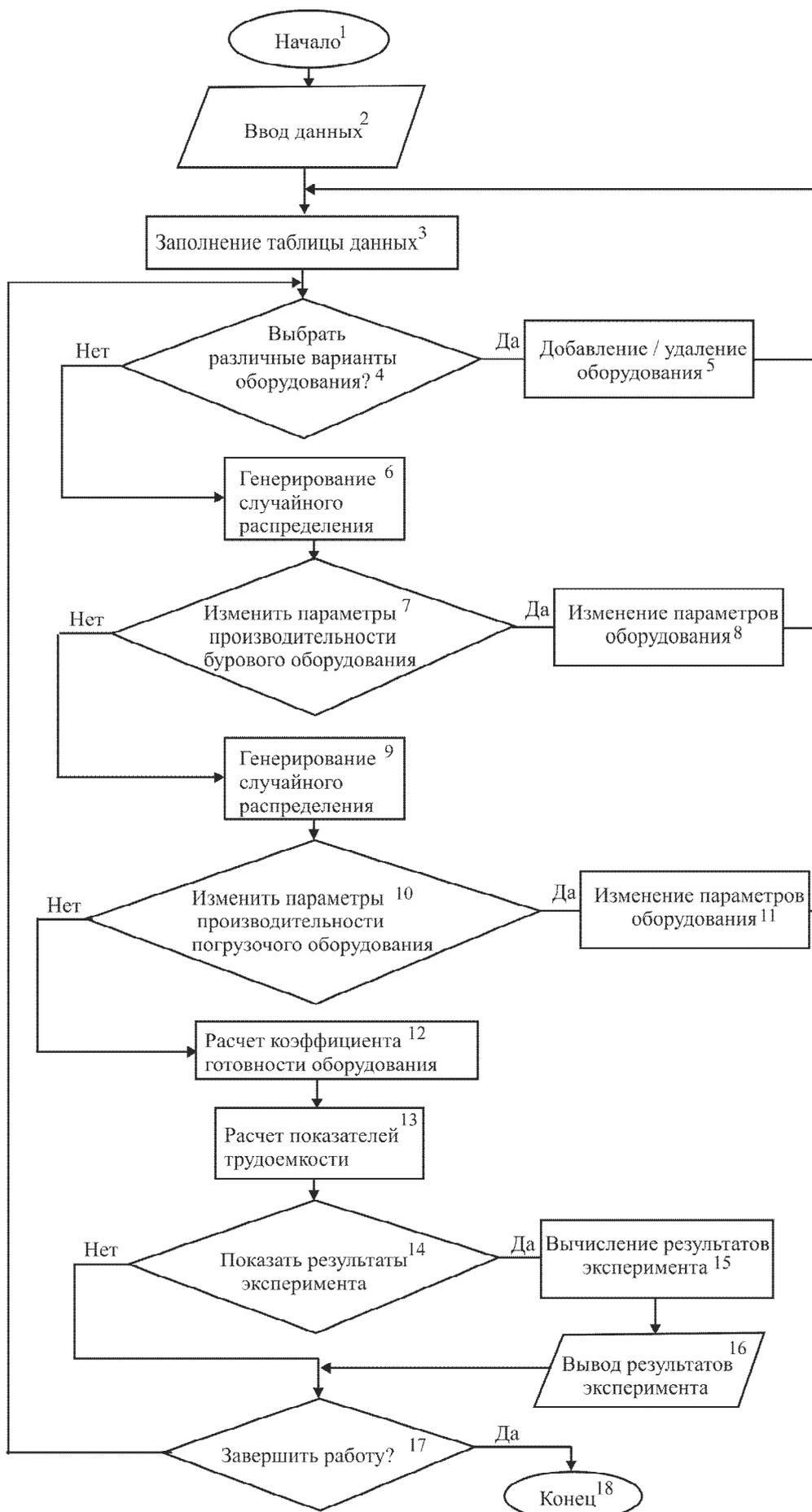


Рис 1. Алгоритм имитационной модели

Модуль № 2. Блоки исходных данных состоят, из двух подразделов:

1. Технологические параметры горной выработки (форма поперечного сечения и геометрические размеры) и горно-технологические условия ее проведения;

2. Рассматриваются технические характеристики горно-проходческого оборудования совместимых с исходными данными по двум вариантам.

При выборе вариантов горно-проходческих комплексов учитывались следующие горно-геологические и горно-технические условия: крепость пород, максимальный размер куска и фронт погрузки и т.д.

Модуль № 3. В данном модуле осуществляется заполнение таблицы данных и хронометража времени по выполнению отдельных операций.

Модуль № 5. В данном модуле осуществляется работа с базой данных: выбор или удаление оборудования из справочного пособия [1].

В модули №№ 6, 9 входит генерирование случайного распределения величин.

Модуль 7. Сменная эксплуатационная производительность (норма выработки) установки бурильной шахтной определяется по формуле [1]:

$$H_{\sigma} = \frac{T - (t_{nz} + t'_{nz} + t_{om} + t_{взр})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{ман} + t_{об.х.} + t_{\kappa})}, \text{ ш.-м/смену},$$

где T – продолжительность смены, мин; t_{nz} – время общих подготовительно-заключительных операций, принимается равным 2,5 % от продолжительности смены, мин; t'_{nz} – время подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, принимается равным 9,5 % от продолжительности смены, мин; t_{om} – время на отдых проходчиков, принимается равным 10 % от продолжительности смены, мин; $t_{взр}$ – время на технологический перерыв на взрывные работы, принимается равным 12% от продолжительности смены, мин; n – число бурильных машин на установке; k_o – коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,78 при $n = 2$ и 0,73 при $n = 3$; $t_{ман}$ – время, затрачиваемое на манипулирование по установке и перестановке бурильных машин, обычно равно 0,25-0,5 мин на 1м шпура; $t_{об.х.}$ – время обратного хода бурильной головки на 1м шпура, м/мин; $t_{об.х.} = 1/V_{об.х.}$, здесь $V_{об.х.}$ – скорость обратного хода (м/мин), равная в среднем 20 м/мин; t_{κ} – время на замену коронок, 0,1 мин на 1 м шпура; v – чистая скорость бурения бурильной машиной (м/мин), зависящая от крепости пород.

Скорость бурения бурильной машины:

$$v = \frac{13400 \cdot A \cdot n}{d^2 (10 \cdot \sigma_{сж})^{0,59}}, \text{ мм/мин},$$

где A – энергия удара, Дж; n – частота удара, Гц; d – диаметр шпура, мм; $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа, т.е. $\sigma_{сж} = 10 \cdot f$,

МПа; f – коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Прото-
дьяконова.

Модуль 10. Сменная эксплуатационная производительность (норма выра-
ботки) погрузочно-доставочных машин определяется по формуле [1]:

$$H_n = \frac{(T - t_{nz} - t_l) \cdot V \cdot K_3}{[t_o + t_e] \cdot k_{om} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где t_{nz} – продолжительность подготовительно-заключительных операций зави-
сящие от типа машины и равные 30 – 70 мин на смену; V – объем кузова или
ковша, м³; t_e – вспомогательных операций, связанных с маневрами машины,
штабелевкой горной массы, ее разрыхлением и разбивкой негабаритов, равное
0,8–3 мин/рейс (большее время относится к погрузочно-транспортным маши-
нам); t_o – время основных операций на рейс, определяется по формуле:

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_n + t_p, \text{ мин},$$

где L – расстояние транспортирования, м; v_c – средняя скорость транспорти-
рования, равная 75–80 м/мин; t_p – время разгрузки, в среднем равное 1 мин;
 t_n – время погрузки, равное для накопления ковша погрузочно-доставочных
машин 0,9–1,4 мин.; K_p – коэффициент разрыхления горной массы, равный
1,5–1,8.

Модуль 12. Коэффициент готовности K_2 может быть установлен по
формуле из [2]:

$$K_2 = \frac{Q_{сут}}{Q(T - t_{e.o})n_{p.см} - AQ_{сут}},$$

где $Q_{сут}$ – суточная проектная производительность горно-проходческого оборудо-
вания, шп.-м/сутки или м³/сутки; Q – эксплуатационная производительность за
смену, шп.-м/смену или м³/смену; T – продолжительность смены, ч; $t_{e.o}$ – регла-
ментированное время ежедневного обслуживания, ч; A – вероятность поломки
проходческого оборудования, доли ед.; $n_{p.см}$ – число смен в сутки.

Модуль 13. Трудоемкость бурения шпуров в забое установкой бурильной
шахтной:

$$\tau_{\sigma} = \frac{V_{\sigma}}{H_n}, \text{ чел-смен},$$

где V_{σ} – объем работ по бурению шпуров в забое, шп.-м;

Трудоемкость по погрузке горной массы, погрузочно-доставочной маши-
ны:

$$\tau_{2M} = \frac{V_{2M}}{H}, \text{ чел-смен},$$

где V_{2M} – объем горной массы полученный за один взрыв в забое, м³.

Модули 14, 17 обеспечивают пользователю удобство работы с программой и выполняют вспомогательную функцию.

Для имитационного моделирования были выбраны два варианта горно-проходческих комплексов, которые рекомендуется использовать в горно-геологических условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЗАО «ЗЖРК») [1]. Первый вариант горно-проходческого комплекса состоит из установки бурильной шахтной типа Axera 5-126 (производства «SANDVIK TAMROCK», Финляндия) и погрузочно-доставочной машины PNE-2500 (производства «STROJARNE PRIEVIDZA», Словакия), а второй вариант - УБШ-312 А и погрузочная машина ПД-5А (производства Украина) (табл. 1 и 2)

Таблица 1

Техническая характеристика установок бурильных шахтных

Параметр	Axera 5-126	УБШ-312 А
Зона бурения (высота×ширина)	5,89×6,49	5,0×7,0
Коэффициент крепости буримых пород, f	≤ 20	6-20
Глубина бурения шпуров, м	$\leq 3,09$	$\leq 3,9$
Тип бурильной машины	HLX5, HL510	Б-106, Б-106А
Тип ходовой части	пневмошинный	пневмошинный
Длина, м	10,855	12,0
Ширина, м	1,75	2,0
Высота, м	2,1–3,1	2,5
Масса, т	12,0	15,5

Таблица 2

Техническая характеристика погрузочно-доставочных машин

Параметр	PNE-2500	ПД-5А
Грузоподъемность, т	6,0	6,0
Вместимость ковша, м ³	2,42	3,0
Высота разгрузки, м	1,6	1,525
Мощность привода, кВт	55	100,4
Радиус поворота, м	3,075	7,2
Длина, м	7,39	8,0
Ширина, м	1,65	2,2
Высота, м	2,0	1,85
Масса, т	18,6	15,0

Составим математическую модель работы проходческого оборудования с помощью программных пакетов Matlab и Simulink.

Пакет моделирования динамических систем Simulink предназначен для математического моделирования линейных и нелинейных динамических систем и устройств, представленных своей функциональной блок-схемой (рис. 2).

В нем реализованы принципы визуально-ориентированного программирования, что позволяет легко набирать нужные блоки и соединять их с целью составления модели системы или устройства.

Используя компоненты блок-схем, исследователь может переносить нужные компоненты блоков в окно редактора пакета Simulink и соединять линиями входы и выходы блоков. Таким образом, создается блок-схема моделируемой системы в Simulink. Часть блоков схемы представляет собой алгебраические и дифференциальные уравнения, а остальные блоки обеспечивают работу Simulink-модели.

При этом сложнейшие уравнения состояния, описывающие работу моделей систем или устройств, формируются автоматически, обеспечивая визуальный контроль за поведением созданной модели.

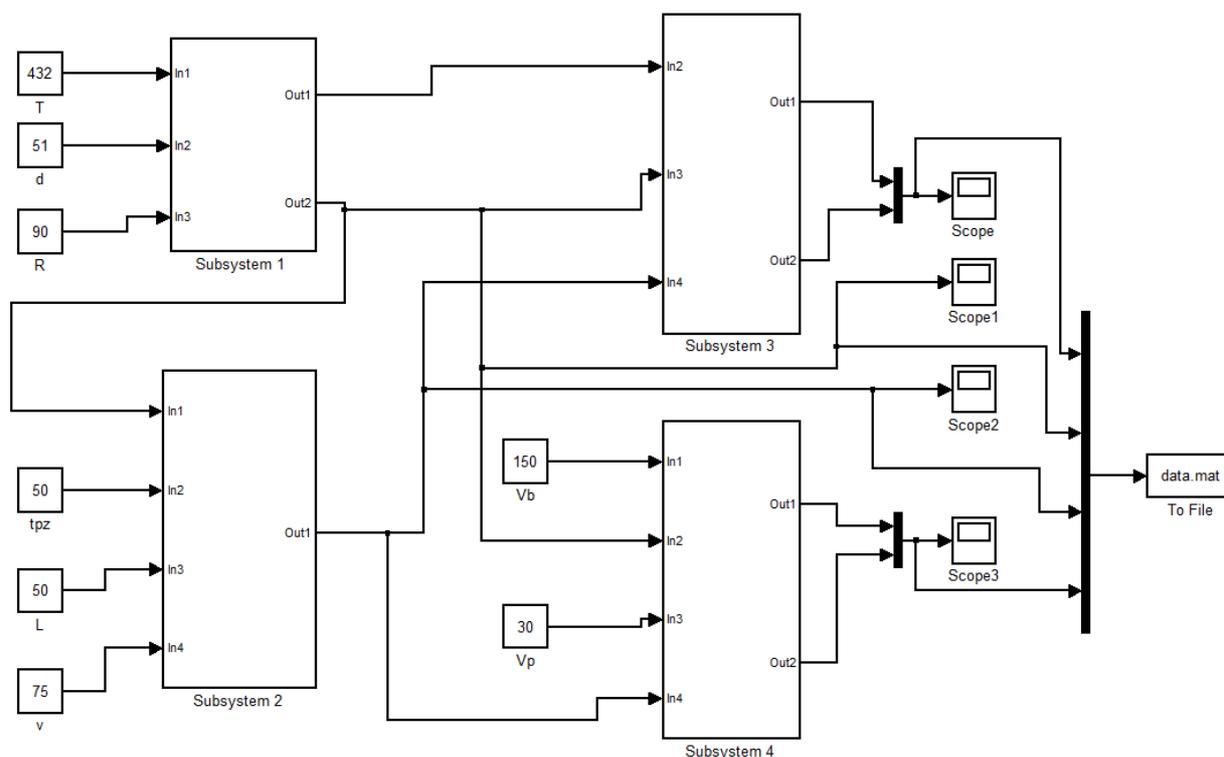


Рис. 2. Функциональная схема Simulink-модели

На рис. 2 представлены основные обозначения и переменные, использованные в математической модели: Subsystem 1 – производительность бурового оборудования, структура подсистемы показана на рис. 3, Subsystem 2 – производительность погрузочного оборудования, Subsystem 3 – коэффициент готовности оборудования, Subsystem 3 – определение трудоемкости. Блоки Constant – показывают исходные данные для модели. Результаты моделирования записываются в файл результатов с использованием блока To File, а также заносятся в блок Scope.

Ввод данных осуществлялся с командной строки, таблицы данных, а управление моделированием - с М-файлов в Simulink-модели.

Результаты имитационного моделирования были получены для условий эксплуатации Южно-Белозерского месторождения богатых железных руд. Характер изменения сменной производительности (нормы выработки) установки бурильной шахтной от изменения прочности горных пород представлен на рис. 3.

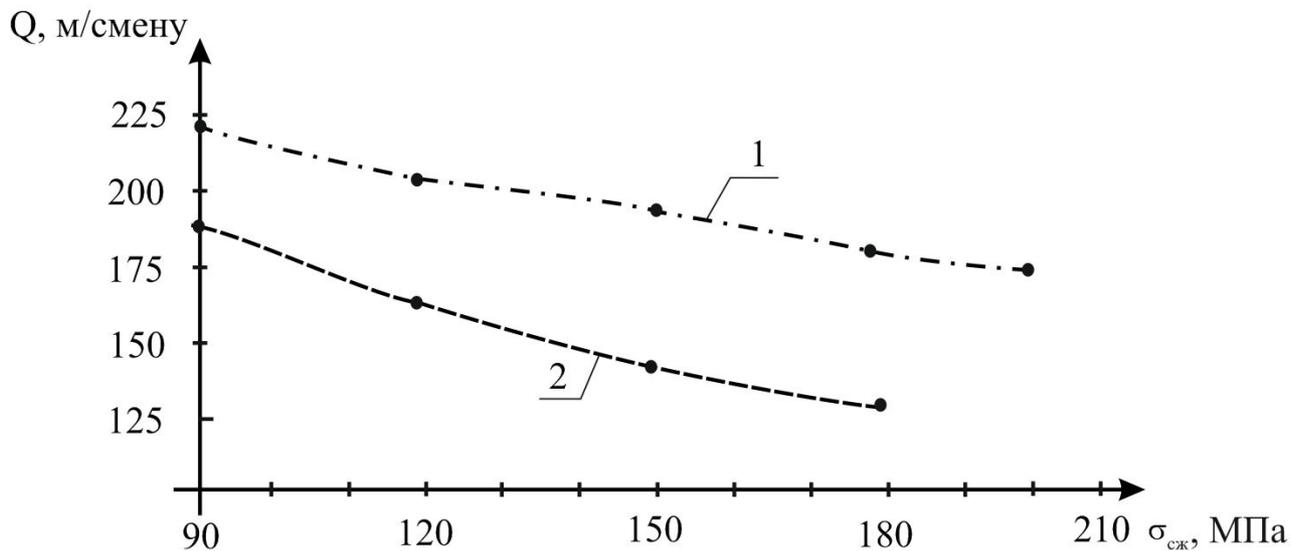


Рис. 3. График зависимости производительности установок бурильных шахтных от прочности пород: 1 – Axera 5-126; 2 – УБШ-312А

Из полученных зависимостей, представленных на рис. 3 видно, что производительность буровых машин уменьшается при увеличении прочности пород.

Характер изменения производительности машин погрузочных при погрузке 30 м³ горной массы от длины транспортирования представлен на рис. 4.

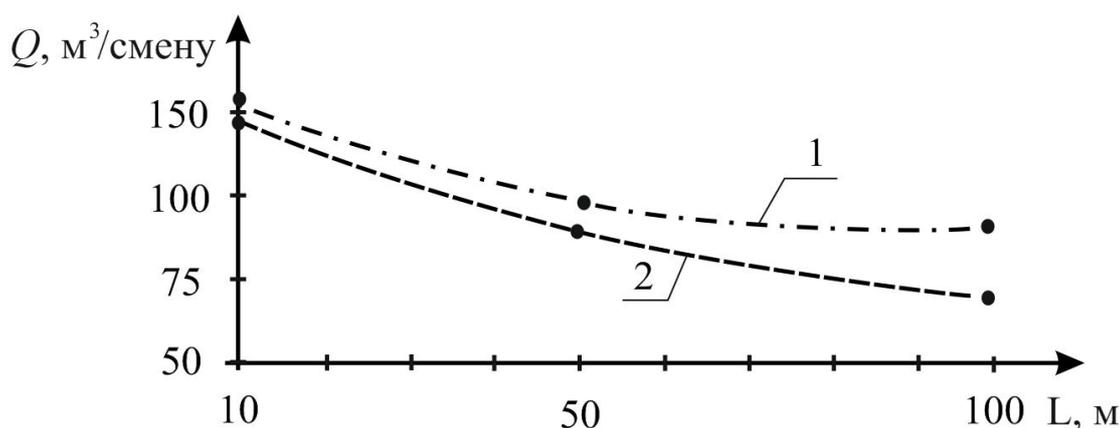


Рис. 4. График зависимости производительности погрузочно-доставочных машин от длины доставки: 1 – PNE-2500; 2 – ПД-5А

Из полученных зависимостей рис. 4 видно, что производительность погрузочных машин уменьшается при увеличении прочности пород.

Характер изменения коэффициента готовности бурового оборудования представлен на рис. 5.

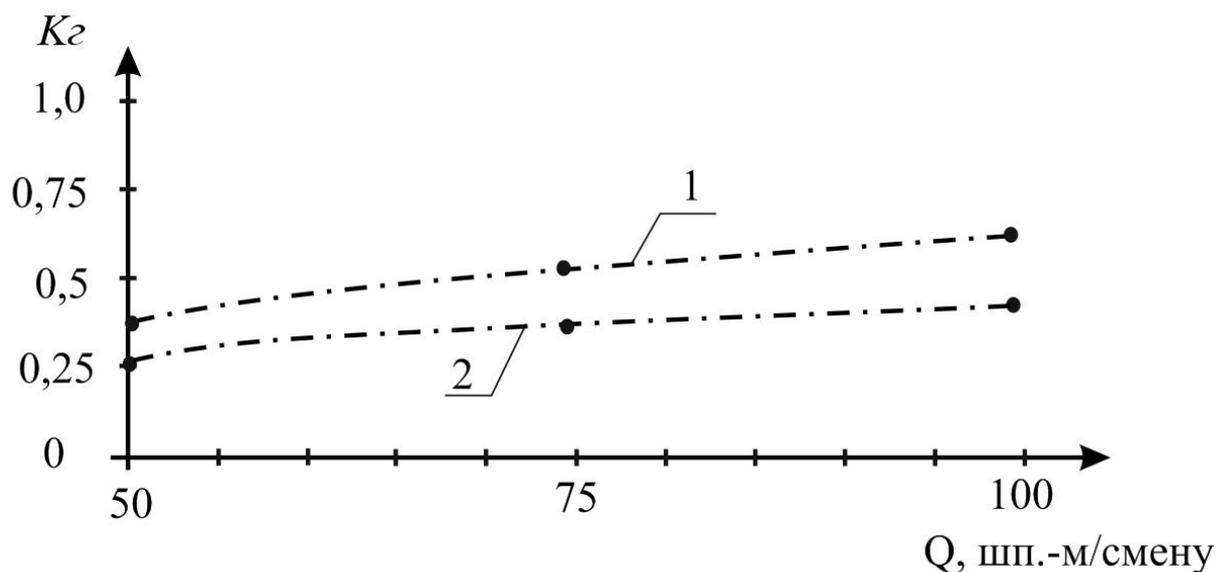


Рис. 5. График изменения коэффициента готовности от производительности установок бурильных шахтных: 1 – Ахега 5-126; 2 – УБШ-312 А

По зависимостям рис. 5 можно установить, что коэффициент готовности уменьшается при увеличении производительность установок бурильных шахтных.

Характер изменения коэффициента готовности погрузочных машин представлен на рис. 6.

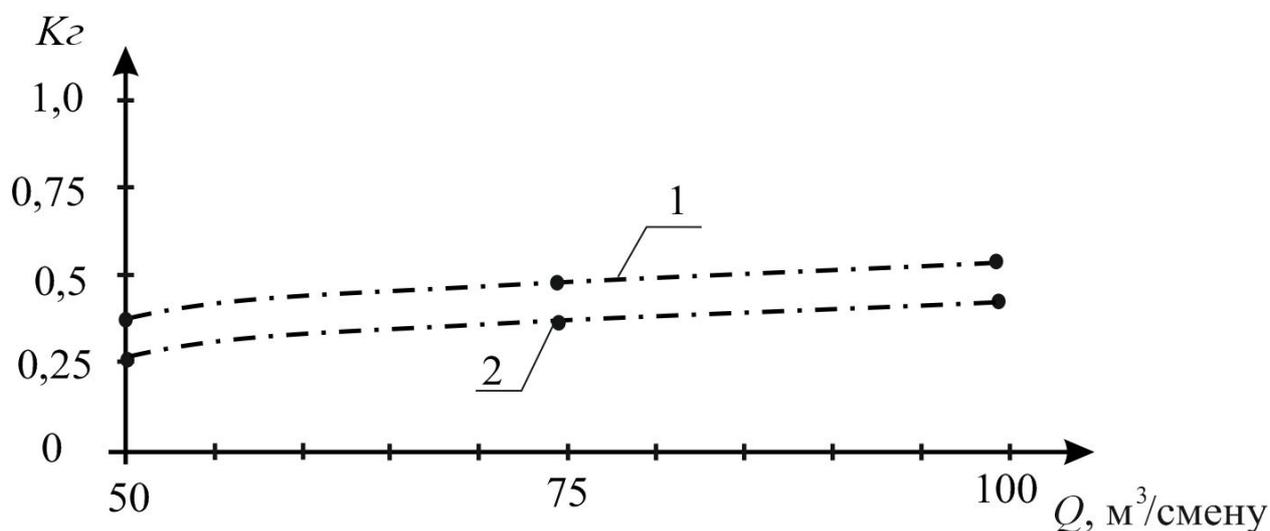


Рис. 6. График изменения коэффициента готовности от производительности погрузочно-доставочных: 1 – PNE-2500; 2 – ПД-5А

По зависимостям рис. 6 можно установить, что коэффициент готовности уменьшается при увеличении производительности погрузочно-доставочных машин.

Трудоемкость зависит от производительности горно-проходческого оборудования, а также от объема работ и для данных условий будет равняться:

- установка бурильная шахтная Ахера 5-126, $\tau_{\delta} = 0,44$ чел-смен;
- погрузочно-доставочная машина PNE-2500, $\tau_{2M} = 0,3$ чел-смен;
- установка бурильная шахтная УБШ-312А, $\tau_{\delta} = 0,62$ чел-смен;
- погрузочно-доставочная машина ПД-5А, $\tau_{2M} = 0,35$ чел-смен.

Из результатов моделирования работы двух вариантов горно-проходческого оборудования видно, что повышение прочности пород влияет на более высокопроизводительное буровое оборудование. При увеличении длины доставки горной массы более эффективны образцы импортного оборудования. Повышение производительности машин на коэффициент готовности существенного влияния не оказывает. Рациональный выбор оборудования позволяет повысить скорость проведения горных выработок и снизить трудоемкость горнопроходческих работ.

Список литературы

1. Хоменко О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений [Текст]: справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.
2. Гетопанов В.Н. Проектирование и надежность средств комплексной механизации [Текст]: учебник для вузов / В.Н. Гетопанов, В.М. Рачек – М.: Недра, 1986. – 208 с

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 07.04.2014*

УДК 622.647.2:681.5

© А.Н. Смирнов

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ НАДЕЖНОСТИ СТАВА ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ РОЛИКООПОР

В работе решена задача определения живучести и интенсивности восстановления конвейерного става как системы параллельно соединенных элементов (роликоопор). При этом рассматривался став с роликоопорами четырех различных типов. В результате получены зависимости показателей надежности става ленточного конвейера, в частности, среднего количества замен роликов в смену от скорости ленты для рассмотренных типов роликоопор.

В роботі вирішена задача визначення живучості та інтенсивності відновлення конвеєрного става як системи паралельно з'єднаних елементів (роликоопор). При цьому розглядався став з роликоопорами чотирьох різних типів. В результаті одержана залежність показників надійності става стрічкового конвеєра, зокрема, середньої кількості заміни роликів в зміну від швидкості стрічки для розглянутих типів роликоопор.

The paper solves the problem of determination of durability and intensity of recover of conveyer framework as a system of the parallel connected elements (rollersupports). It was thus examined

framework from four different rollersupport types. As a result dependences of reliability indexes of framework of belt conveyer were determined, in particular, average amount of replacements of rollers in the change from belt velocity for the current rollersupport types.

Одной из важных задач, влияющих на эффективность работы ленточных конвейеров, является задача определения показателей надежности конвейерного става в зависимости от характеристик грузопотока, параметров конвейера и типа роlikоопор.

Надежность става конвейера определяется надежностью роликов роlikоопор, т.к. надежность несущих металлоконструкций на порядок выше.

В работах [1, 2] на основании анализа параллельного соединения элементов (роlikоопор) получены характеристики надежности става ленточного конвейера (живучести и интенсивности восстановления) в зависимости от среднего срока службы роликов. При этом был рассмотрен став с жесткими роlikооперами.

В свою очередь, срок службы роликов конвейера зависит от динамических усилий, возникающих при движении груза по ставу ленточного конвейера, а динамические усилия определяются характеристиками грузопотока, конструкцией става, типом и параметрами роlikоопор [3].

В данной работе определяются показатели надежности става ленточного конвейера (т.е. живучесть и интенсивность восстановления) [4, 5] в зависимости от типа става и параметров роlikоопор.

Рассмотрим став ленточного конвейера как систему параллельно соединенных одинаковых элементов (роlikоопор) с заданной интенсивностью отказов и восстановления.

Живучесть става α определяется как вероятность отказа става, то есть вероятность того, что количество нерабочих роlikоопор превысит допустимое значение n_1 для данного конвейера:

$$\alpha = p\{n > n_1\},$$

где n_1 – допустимое количество неработающих роlikоопор в ставе конвейера, определяемое предельно допустимым превышением мощности привода конвейера, равным в нашем случае 25 %.

Согласно [1], n_1 определяется по формуле:

$$n_1 = \frac{0,25[(q_z + q_l + q_p)\omega_z L_k + (q_l + q_p)\omega_x L_k]}{(q_z + q_l + q_p)(f - \omega_z)l_p},$$

где q_z – погонный вес груза, Н/м; q_l – погонный вес ленты, Н/м; q_p – погонный вес вращающихся частей ролика, Н/м; L_k – длина конвейера, м; ω_z – коэффициент сопротивления движению грузовой ветви конвейера; ω_x – коэффициент сопротивления движению холостой ветви конвейера; f – коэффициент трения резина–металл; l_p – шаг расстановки роlikоопор, м.

Согласно работе [1], вероятность α определяется по формуле

$$\alpha = \left(\frac{\lambda_p}{\mu_p} \right)^{n_1+1}, \quad (1)$$

где μ_p – интенсивность восстановления роlikоопор, 1/ч; λ_p – интенсивность отказов роликoв роlikоопор, которая определяется через средний срок службы роликoв, 1/ч.

Интенсивность отказов и восстановления роlikоопор определяется по формулам

$$\lambda_p = \frac{1}{t_{cp}}; \quad \mu_p = \frac{1}{t_e}, \quad (2)$$

где t_{cp} – среднее время между отказами роlikоопор, ч; t_e – среднее время восстановления роlikоопор, ч.

Согласно работе [1], средний срок службы роlikоопор t_{cp} равен среднему времени между их отказами и, согласно работе [6], определяется по формуле:

$$t_{cp} = 4,08L_{09}, \quad (3)$$

где L_{09} – 90-процентный ресурс подшипников ролика:

$$L_{09} = \left(\frac{C_n}{P_m} \right)^p \frac{10^6}{60n} k_3, \quad (\text{ч}). \quad (4)$$

В данной формуле C_n – динамическая грузоподъемность подшипника, Н; P_m – эквивалентная динамическая нагрузка на подшипник ролика, Н; n – частота вращения подшипника, 1/мин; p – степенной показатель ($p = 3$ для шарикоподшипников; $p = 10/3$ для роlikоподшипников); k_3 – коэффициент условий эксплуатации.

Эквивалентная динамическая нагрузка P_m на подшипник ролика в зависимости от грансостава груза и коэффициентов динамичности определяется по формуле [3]:

$$P_m = 0,6 \left[\sum_i^s k_{\partial i} q_{\partial} l_p P_i + q_m l_p \right], \quad (5)$$

где $k_{\partial i}$ – коэффициент динамичности при взаимодействии i -й фракции грузопотока с роlikоопорой; P_i – весовые доли фракции грузопотока; s – количество крупных фракций грузопотока; q_m – погонная нагрузка на подшипник с учетом перераспределения груза на боковые и средние ролики, которая определяется по формуле:

$$q_m = 0,7k'_{\partial} (q_r + q_n) + q_p, \quad (\text{Н/м}),$$

где k'_{∂} – коэффициент динамичности при взаимодействии мелкокусковых фракций с роlikоопорой [4]; q_r – погонная нагрузка на ленту от мелкокусковых фракций, Н/м:

$$q_r = q_2 \left(1 - \sum_{i=1}^s P_i \right).$$

Подставив значения P_m в формулу (3), а затем в (4), получаем значение t_{cp} .

Следовательно, средний срок службы ролика t_{cp} зависит от коэффициентов динамичности $k_{\partial i}$ и k'_{∂} , которые, в свою очередь, зависят от характеристик грузопотока, типа и параметров става и роlikоопор и определяются согласно работе [7].

Согласно формуле (2), определяем λ_p и затем окончательно вычисляем значение живучести става ленточного конвейера α в зависимости от характеристик грузопотока, параметров конвейера и типа и параметров роlikоопор. При этом предполагается, что интенсивность восстановления роlikоопор μ_p задана.

Во многих случаях необходимо решить обратную задачу – определить показатели ремонтпригодности конвейерного става, то есть интенсивность восстановления конвейерного става μ_p или среднее число роlikоопор, восстанавливаемых в единицу времени.

Предположим, что задан необходимый уровень живучести става α , характеристики грузопотока, параметры става, тип и параметры роlikоопор. В этом случае, согласно формуле (1), интенсивность восстановления определяется из выражения

$$\mu_p = \frac{\lambda_p}{\alpha^{1/(n_1+1)}}.$$

Необходимое количество замен роlikов роlikоопор на ставе конвейера в час n_p определим по формуле

$$n_p = \mu_p n,$$

где n – общее количество роlikоопор на линейной части конвейерного става.

Среднее количество замен роlikов в роlikоопорах в смену определим по формуле

$$n_{см} = 8n_p$$

или

$$n_{см} = 8\mu_p n.$$

На рисунке 1 показаны графики зависимости среднего количества замен роlikов роlikоопор в смену $n_{см}$ в зависимости от скорости ленты конвейера v_l для четырех типов роlikоопор: жестких (кривая 1), подвесных на канатном стае (кривая 2), амортизированных (кривая 3) и подвесных на канатном стае с амортизированными подвесами (кривая 4). При этом параметры конвейера, роlikоопор и грузопотока принимались следующие: $L_k = 1000$ м, $\omega_z = \omega_x = 0,03$; $f = 0,5$; $q_z = 1500$ Н/м; $q_l = 200$ Н/м; $q_p = 200$ Н/м; $l_p = 1$ м; $\alpha = 0,015$; натяжение ленты конвейера $S_l = 20000$ Н; натяжение опорного каната става $S_k = 30000$ Н; жесткость амортизаторов $C = 15000$ Н/м².

Из графиков видно, что для всех типов роlikоопор с увеличением скорости ленты среднее количество замен роlikов в смену $n_{см}$ увеличивается. При этом, для жестких и подвесных роlikоопор (кривые 1, 2) при скоростях $v_l < 1,5$ м/с значения $n_{см}$ практически совпадают, а для амортизированных и подвесных амортизированных (кривые 3, 4) значения $n_{см}$ практически совпадают при скоростях $v_l < 2$ м/с. Кроме того, для жестких и подвесных роlikоопор $n_{см}$ существенно больше, чем для амортизированных и подвесных амортизированных. Это объясняется тем, что для амортизированных роlikоопор ресурс роlikов значительно выше, чем для жестких и подвесных роlikоопор.

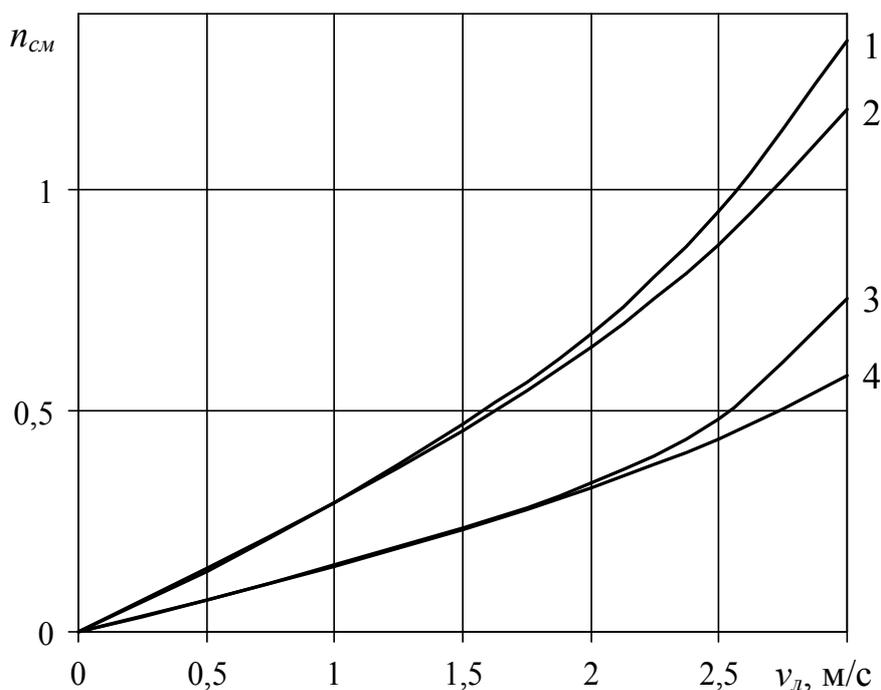


Рис. 1. Графики зависимости среднего количества замен роликов става в смену n_{cm} от скорости ленты конвейера $v_{л}$

Выводы. На основании теории надежности получены показатели надежности става ленточного конвейера: живучесть, интенсивность восстановления роликоопор и среднее количество замен роликов на стаге в смену в зависимости от параметров конвейера, типа и параметров роликоопор, а также характеристик груза.

Кроме того, установлено, что с увеличением скорости ленты конвейера среднее количество замен роликов на стаге ленточного конвейера в смену n_{cm} увеличивается.

При этом для жестких и подвесных роликоопор n_{cm} значительно больше, чем для амортизированных и подвесных амортизированных. А для скорости ленты меньше 2 м/с значения n_{cm} для жестких и подвесных, а также амортизированных и подвесных амортизированных роликоопор практически совпадают.

Из вышесказанного следует, что при эксплуатации ленточного конвейера для стага с амортизированными роликоопорами расход роликов меньше, чем для стага с жесткими и подвесными роликоопорами.

Список литературы

1. Смирнов А. Н. Оценка надежности стага ленточного конвейера и необходимого уровня его обслуживания / А. Н. Смирнов // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 1998. – Вып. 6. – С. 125–132.
2. Смирнов А. Н. Применение процесса гибели и размножения в оценке надежности и живучести конвейерного стага / А. Н. Смирнов, А. Л. Манашкин // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 1998. – Вып. 6. – С. 125–132.
3. Монастырский В. Ф. Определение срока службы роликов ленточных конвейеров для различных типов роликоопор / В. Ф. Монастырский, Р. В. Кирия, А. Н. Смирнов // Геотехни-

- ческая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2014. – Вып. 115. – С. 147–155.
4. Флейшман Б. С. О живучести сложных систем / Б. С. Флейшман // Изв. АН СССР. Техническая кибернетика. – 1966. – №5. – 14–23.
 5. Гнеденко Б. В. Математические методы в теории надежности / Б. В. Гнеденко, Ю. К. Беляев, А. Д. Соловьев. – М.: Наука, 1965. – 524 с
 6. Спришевский А. И. Подшипники качения / А. И. Спришевский. – М.: Машиностроение, 1969. – 632 с.
 7. Монастырский В. Ф. Исследование движения крупных кусков груза по роликоопорам ленточного конвейера / В. Ф. Монастырский, Р. В. Кирия, А. Н Смирнов // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2013. – Вып. 112. – С. 35–49.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 11.09.2014*

УДК 621.515.004.82: 621.57

© О.В. Самуся

МЕТОДИКА РАСЧЕТА УДЕЛЬНЫХ ЗАТРАТ НА ГЕНЕРАЦИЮ ТЕПЛОЙ ЭНЕРГИИ С ПОМОЩЬЮ ТЕПЛОНАСОСНЫХ УСТАНОВОК НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Проанализированы условия применения теплонасосных технологий для утилизации бросового тепла на угольных шахтах и факторы, определяющие их энергетическую и экономическую эффективность. Разработана методика расчета удельных затрат на генерацию тепловой энергии с помощью теплонасосных установок на угольных шахтах.

Проаналізовані умови використання теплонасосних технологій для утилізації вихідного тепла на вугільних шахтах та фактори, що визначають їх енергетичну та економічну ефективність. Розроблена методика розрахунку питомих витрат на генерацію теплової енергії за допомогою теплонасосних установок на вугільних шахтах.

The conditions of application of heat pump technologies for the utilization of waste heat in coal mines and the factors determining their energy and economic efficiency have been analyzed. The technique of calculating unit costs for generation of thermal energy using the heat pump systems in coal mines has been developed.

На угольных шахтах мощными источниками бросового тепла являются шахтная вода, исходящая вентиляционная струя, обратная вода систем охлаждения компрессорных установок. Эти источники имеют невысокую температуру, поэтому для использования отбираемого от них тепла в системах теплоснабжения шахт необходима его трансформация в тепло более высокого потенциала с помощью тепловых насосов.

За последние 50 лет в мировой практике теплоснабжения теплонасосные технологии получили весьма широкое распространение. Сегодня в мире эксплуатируется более 130 млн. теплонасосных установок различного назначения [1]. По данным Международного Энергетического Агенства к 2020 году в раз-

витых странах доля отопления и горячего водоснабжения (ГВС) за счет тепловых насосов будет составлять 75 % [2]. В «Концепции развития топливно-энергетического комплекса Украины на 2006–2030 годы» прогнозируется, что производство тепловой энергии за счет тепловых насосов будет эквивалентно использованию 20 млн. т условного топлива [3]. Важными достоинствами теплонасосных технологий являются высокая энергетическая эффективность и экологическая чистота. Основным недостатком является высокая стоимость, причем не только оборудования самих теплонасосных установок, но также и систем сбора низкопотенциального тепла. В этой связи применение тепловых насосов на горных предприятиях выглядит весьма перспективно, так как в данном случае низкопотенциальное геотермальное тепло выносится из недр Земли на поверхность в виде потоков шахтной воды и вентиляционного воздуха системами обеспечения функционирования шахт, вследствие чего дополнительные затраты по системам сбора низкопотенциального тепла будут минимальны.

В 2010 году Национальным горным университетом на шахте «Благодатная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» создана первая в Украине и наиболее мощная в странах СНГ теплонасосная установка (ТНУ), использующая тепло шахтной воды. Положительный опыт эксплуатации этой ТНУ способствовал усилению интереса к данной технологии и поставил вопрос о применении ее на других шахтах.

Стратегия внедрения теплонасосных технологий утилизации низкопотенциального тепла на горных предприятиях зависит, прежде всего, от корректности оценок их экономической эффективности.

Исследованию экономической эффективности и целесообразности применения теплонасосных технологий посвящено достаточно много публикаций [1,4–7], в которых излагаются результаты оценочных технико-экономических анализов, выполнявшихся с целью выяснения выгодности и обоснования перспектив применения теплонасосных технологий теплоснабжения по сравнению с традиционными. На основе анализа сделан вывод о перспективности применения теплонасосных технологий в Украине.

В целом, можно отметить, что в публикациях, посвященных применению теплонасосных технологий, приводятся, как правило, лишь результаты технико-экономических расчетов. Методической же стороне их получения уделяется гораздо меньше внимания. Как исключение, в этом плане можно отметить работу [4], в которой изложены методики расчета простого и дисконтированного сроков окупаемости затрат на реализацию теплонасосной технологии. Таким образом, на основе анализа имеющихся в литературе данных можно сделать вывод, что излагаемые в публикациях результаты технико-экономических расчетов относятся к тем или иным частным случаям, определенным постановкой решаемых задач, и получены при ряде значительных упрощений и допущений.

Типовые методики расчета показателей экономической эффективности теплонасосных технологий в настоящее время отсутствуют.

В связи с этим, учитывая перспективность и необходимость получения объективных оценок экономической целесообразности применения теплонасосных технологий на горных предприятиях Украины, целью настоящей рабо-

ты является разработка методики расчета удельных затрат на генерацию тепловой энергии с использованием ТНУ.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

1. Выполнить анализ условий применения теплонасосных технологий на шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», выбрать и принять для этих условий возможные схемные решения ТНУ.

2. Выполнить анализ факторов, определяющих энергетическую и экономическую эффективность ТНУ.

3. Разработать методику расчета удельных затрат на генерацию тепловой энергии с использованием ТНУ.

На шахтах ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» основным назначением теплонасосных технологий является получение горячей воды для систем ГВС шахт. Возможно также их применение для кондиционирования воздуха и обогрева отдельных проблемных помещений в зданиях административно-бытового комплекса (АБК).

В качестве источников низкопотенциального тепла могут быть использованы шахтная вода, исходящая вентиляционная струя, вода систем охлаждения компрессорных установок, сточные воды. Для реализации теплонасосных технологий важно также наличие на шахтах помещений, которые можно приспособить под ТНУ, так как от этого зависит стоимость строительной части проекта, составляющая значительную долю в общих затратах на реализацию технологии

Вид используемых источников низкопотенциального тепла определяет схемное решение систем отбора низкопотенциального тепла и общее схемное решение, на которое оказывает влияние также назначение конкретной ТНУ.

Оценка экономической эффективности теплонасосных технологий может выполняться на различных стадиях ее реализации:

- технико-экономического обоснования (ТЭО) ее применения;
- по результатам рабочего проектирования;
- для эксплуатируемой ТНУ.

Расчеты показателей экономической эффективности ТНУ, в том числе удельных затрат на генерацию тепловой энергии, на этих стадиях выполняются на единой методической основе. Различие состоит в степени достоверности данных об энергетических и стоимостных показателях ТНУ.

На стадии ТЭО определяются источники низкопотенциального тепла, принимаются возможные схемные решения ТНУ, рассчитываются такие основные энергетические показатели, как теплопроизводительность и потребляемая электрическая мощность. На этой стадии целесообразно определить также рациональную длительность суточного рабочего цикла ТНУ по подготовке горячей воды, поскольку этот параметр определяет как теплопроизводительность ТНУ, так и стоимость потребляемой электроэнергии, поскольку существует возможность реализации цикла во время действия льготного тарифа оплаты за потребленную электроэнергию. На этой стадии оборудование еще не выбирается, поэтому капитальные затраты по ТНУ рассчитываются по укрупненным показателям на основе данных по теплонасосным установкам-аналогам.

После разработки рабочей документации и составления локальных смет на строительство и монтаж ТНУ показатели экономической эффективности спроектированной ТНУ уточняются.

Наиболее достоверные показатели экономической эффективности могут быть получены на основе данных о фактических капитальных и эксплуатационных затратах, полученных после ввода ТНУ в эксплуатацию.

Методику расчета показателей экономической эффективности ТНУ в сравнении с традиционным для шахт ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» способом получения тепла в угольной котельной рассмотрим на примере ТЭО целесообразности применения теплонасосной утилизации тепла шахтной воды для подготовки горячей воды на шахте им. Н.И. Сташкова.

Экономическую эффективность теплонасосной технологии определяем на основе сравнения с существующей технологией подготовки горячей воды.

В настоящее время шахта получает горячую воду от угольной котельной «Энергопредприятия» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». По данным шахты средняя стоимость 1 Гкал в прошедшем году составила $c_T = 283,66$ грн/Гкал. Эта стоимость не включает в себя стоимость угля, затраченного на производство тепла, так как при расчетах между ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» и «Энергопредприятием» используется система взаимозачетов. В связи с этим положительная составляющая годовой экономии определится суммой годовых затрат на тепло и стоимости сжигаемого на его производство угля. Отрицательная составляющая будет определяться стоимостью электроэнергии, потребляемой за год ТНУ. Таким образом, годовая экономия от применения теплонасосной технологии

$$E_{\text{год}} = C_{T \text{ год}}^{\text{баз}} + C_{y \text{ год}}^{\text{баз}} - C_{\text{эл год}}^{\text{тну}},$$

где $C_{T \text{ год}}^{\text{баз}}$, $C_{y \text{ год}}^{\text{баз}}$ и $C_{\text{эл год}}^{\text{тну}}$ – стоимость тепла, полученного шахтой в виде горячей воды от «Энергопредприятия», стоимость сэкономленного угля, который сжигается для выработки этого тепла, и стоимость электроэнергии, затрачиваемой ТНУ в течение года.

Затраты на тепло, полученное от котельной установки в виде горячей воды,

$$C_{T \text{ год}}^{\text{баз}} = c_T Q_{\text{год}}.$$

Количество сэкономленного угля, тыс. т/год,

$$G_{y \text{ год}} = \frac{Q_{\text{год}}}{Q_H^p \eta_{\text{ку}}},$$

где Q_H^p – теплота сгорания угля, Гкал/т (принимается равной 5,6 Гкал/т); $\eta_{\text{ку}}$ – КПД котельной установки (принимается равным 0,8).

Стоимость сэкономленного угля, тыс. грн/год,

$$C_{y \text{ год}}^{\text{баз}} = 0,001 G_{y \text{ год}} c_y.$$

Стоимость электроэнергии, потребленной ТНУ за год, рассчитывается с учетом различной нагрузки в зимний и летний периоды и действия различных тарифов оплаты за потребленную электроэнергию в течение суток:

$$C_{\text{эл год}}^{\text{ТНУ}} = (N_{\text{эл1}}\tau_1c_{\text{эл1}} + N_{\text{эл2}}\tau_2c_{\text{эл2}} + N_{\text{эл3}}\tau_3c_{\text{эл3}})(n_{\text{зим}} + n_{\text{лет}}k_{\text{лет}}),$$

где $N_{\text{эл1}}$, $N_{\text{эл2}}$ и $N_{\text{эл3}}$ – электрическая мощность, потребляемая ТНУ во время действия ночного, полупикового и пикового тарифов оплаты за потребленную электроэнергию при работе в наиболее нагруженный зимний период, кВт; τ_1 , τ_2 и τ_3 – длительность работы ТНУ во время действия ночного, полупикового и пикового тарифов в течение суток, ч/сут; $c_{\text{эл1}}$, $c_{\text{эл2}}$, $c_{\text{эл3}}$ – тарифы оплаты за потребленную электроэнергию в ночной полупиковый и пиковый периоды, грн/кВт·ч; $k_{\text{лет}}$ – коэффициент, учитывающий снижение нагрузки на ТНУ в летний период по сравнению с зимним, и равный

$$k_{\text{лет}} = \frac{t_{h2} - t_{h1\text{лет}}}{t_{h2} - t_{h1\text{зим}}}.$$

Капитальные затраты при применении теплонасосной технологии рассчитываем, основываясь на данных о капитальных затратах по установке-аналогу, сооруженной на шахте «Благodatная», по формуле

$$K^{\text{ТНУ}} = A + k_q Q_h,$$

где A – постоянная составляющая капитальных затрат (затраты на проектные работы), принимаем равной 480 тыс. грн без НДС; k_q – удельные капитальные затраты (капитальные затраты, отнесенные к 1 кВт теплопроизводительности установки), принимаем 4,6484 тыс. грн/кВт.

Модернизация существующей технологии подготовки горячей воды с помощью угольной котельной не предусматривается, поэтому капитальные затраты по базовому варианту принимаются равными $K^{\text{баз}} = 0$. Основные энергетические и стоимостные показатели существующей технологии приведены в табл. 1.

Таблица 1

Показатели существующей технологии подготовки горячей воды

Показатели	Значение
Годовая выработка тепла $Q_{\text{год}}$, Гкал/год	1770
Годовое потребление угля $G_{\text{угол год}}$, т/год	395
Годовые затраты на уголь $C_{\text{угол год}}^{\text{баз}}$, тыс. грн/год	196
Годовые затраты на тепло $C_{\text{т год}}^{\text{баз}}$, тыс. грн/год	746
Капитальные затраты $K^{\text{баз}}$, тыс. грн	0

Основные энергетические и стоимостные показатели ТНУ при различной длительности суточного рабочего цикла тепловых насосов приведены в табл. 2.

Здесь же приведены значения годовой экономии от применения теплонасосной технологии и срока окупаемости капитальных затрат.

Таблица 2

Энергетические и стоимостные показатели ТНУ

Показатели	Длительность суточного цикла, ч				
	7	18	24		
			18	6	24
Теплопроизводительность Q_h , кВт	861	335	287	144	-
Электрическая мощность $N_{эл}$, кВт	193	75	64	32	-
Годовая выработка тепла $Q_{год}$, Гкал/год	1770	1770	1517	253	1770
Годовое потребление электроэнергии $N_{эл год}$, тыс. кВт·ч/год	459	459	394	66	459
Затраты на электроэнергию $C_{эл год}^{ТНУ}$, тыс. грн/год	118	256	220	81	301
Капитальные затраты $K^{ТНУ}$, тыс. грн.	4484	2037	-	-	1815
Годовая экономия $E_{год}$, тыс. грн/год	824	686	-	-	642
Срок окупаемости, лет	12,50	3,50	-	-	3,29

Из табл. 2 видно, что наименьшей стоимостью электроэнергии и соответственно наибольшей годовой экономией характеризуется вариант работы установки по 7-и часовому рабочему циклу. Однако для его реализации требуются наибольшие капитальные затраты, что приводит к возрастанию срока окупаемости установки.

Расчет срока окупаемости капитальных затрат и амортизационных отчислений по ТНУ произведен по методу уменьшения балансовой стоимости в соответствии с которым норма амортизационных отчислений рассчитывается как

$$n_{ам} = 1 - \sqrt[T]{\frac{L}{K}},$$

где L и K – ликвидационная и первоначальная стоимость объекта; T – срок полезного использования оборудования.

Срок полезного использования теплонасосного и теплообменного оборудования принимаем равным $T = 15$ лет. Величину ликвидационной стоимости принимаем равной 3,5 % от первоначальной и тогда норма амортизационных отчислений $n_{ам} = 0,2$.

Срок окупаемости капитальных затрат определяется на основе данных о чистом дисконтированном доходе (ЧДД), получаемом в результате работы установки.

Расчет ЧДД производится следующим образом.

Первичная балансовая стоимость установки BC_0 принимается равной капитальным затратам, необходимым для ее создания

$$BC_0 = K.$$

Балансовая стоимость установки на конец каждого t -го года эксплуатации рассчитывается по формуле

$$BC_t = BC_{t-1} - AO_t,$$

где BC_{t-1} – балансовая стоимость установки на конец предыдущего года; AO_t – амортизационные отчисления в текущем t -м году.

Амортизационные отчисления

$$AO_t = n_a BC_{t-1}.$$

Рассчитывается годовой входной денежный поток, являющийся суммой амортизационных отчислений и годовой экономии,

$$ДП_t = AO_t + Э.$$

Рассчитывается годовой дисконтированный входной денежный поток

$$ДДП_t = КД_t \cdot ДП_t,$$

где $КД_t$ – коэффициент дисконтирования.

Коэффициент дисконтирования определяется по формуле

$$КД_t = \frac{1}{\left[(1 + r_{\text{инф}}) (1 + \alpha) \right]^t},$$

где $r_{\text{инф}}$ – темп инфляции (принят 11,2% за год, то есть $r_{\text{инф}} = 0,112$); α – дисконтная ставка (принята $\alpha = 0,165$).

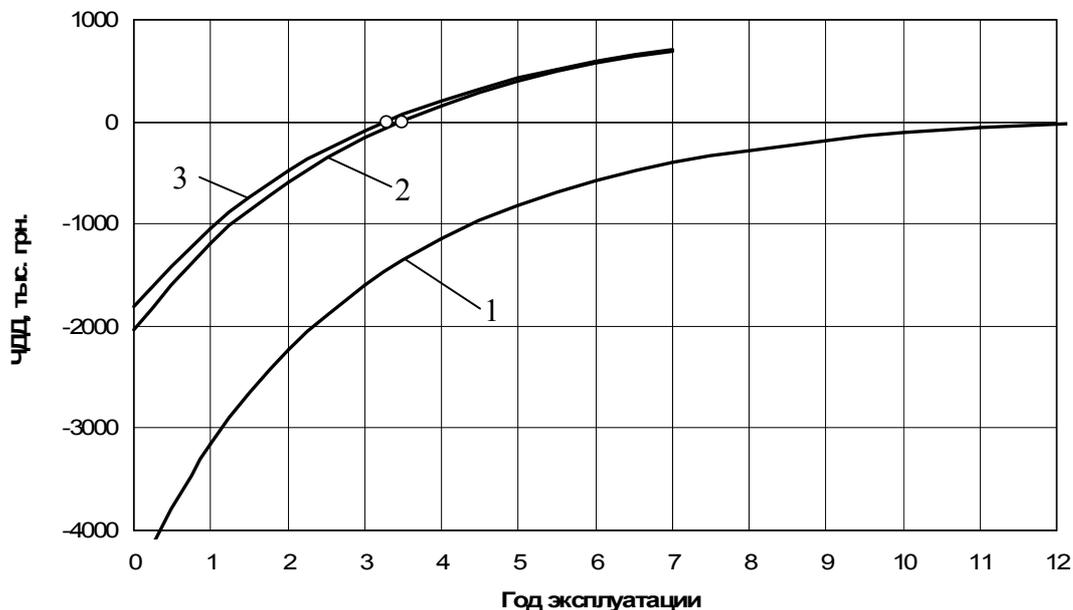


Рис. Изменение ЧДД по годам эксплуатации установки при работе по 7-и (линия 1), по 18-и (линия 2) и 24-х (линия 3) часовым рабочим циклам

Определяется кумулятивный дисконтированный входной денежный поток за T лет эксплуатации установки

$$КДДП_T = \sum_1^T ДДП_t,$$

и чистый дисконтированный доход (ЧДД)

$$ЧДД_T = КДДП_T - БС_0.$$

По результатам проведенных расчетов на рисунке построены графики изменения ЧДД в зависимости от срока эксплуатации установки. Срок, при котором ЧДД становится равным нулю, представляет собой срок окупаемости капитальных затрат.

Из рисунка видно, что в случае 7-и часового рабочего цикла срок окупаемости капитальных затрат по ТНУ составляет более 12 лет, что неудовлетворительно.

При использовании 18-и и 24-х часовых рабочих циклов срок окупаемости капитальных затрат по теплонасосной установке примерно одинаков – 3,5 и 3,3 года, что можно считать приемлемым. Практически одинаковые значения сроков окупаемости капитальных затрат в этих вариантах свидетельствуют об их экономической равноценности. В связи с тем, что возможность работы ТНУ в часы пиковой загрузки электрической сети может быть ограничена и другими факторами, которые на данном этапе не рассматриваются, принимаем как наиболее рациональный 18-и часовой суточный цикл работы ТНУ по подготовке горячей воды.

Выводы. В результате выполненных исследований проанализированы факторы, определяющие энергетическую и экономическую эффективность применения теплонасосных технологий для горячего водоснабжения угольных шахт за счет использования бросового низкопотенциального тепла. Разработана методика расчета срока окупаемости и удельных затрат на генерацию тепловой энергии с помощью теплонасосных установок на угольных шахтах.

Список литературы

1. Басок, Б.И. Анализ экономической эффективности при реализации теплонасосных систем для теплоснабжения / Б.И. Басок, Т.Г. Беляева, А.А. Рутенко, А.А. Лунина // Промышленная теплотехника: Международный научно-прикладной журнал. – 2008. – Том 30, № 4. – С. 56 – 63.
2. Возобновляемые источники энергии. План внедрения и продвижения технологий на период до 2020 года [Электронный ресурс] // EREC, Renewable Energy House, Brussels. – 2007. – Режим доступа: http://www.abok.ru/for_spec/articles.php?nid=3790.
3. Дубовик В.С. Стан комунальної енергетики України // Комунальна енергетика України: стан, проблеми, шляхи модернізації. К. : – 2007. – С. 22 – 39.
4. Городничий, В.Е. Экономическая эффективность системы отопления на базе теплового насоса малой мощности / В.Е. Городничий, Д.В. Сорока, Б.И. Басок, Т.Г. Беляева, А.А. Рутенко // Промышленная теплотехника: Международный научно-прикладной журнал. – 2008. – Том 30, № 6. – С. 89 – 94.
5. Беляева, Т.Г. Оценка экономической целесообразности использования тепловых насосов в теплоэнергетике Украины / Т.Г. Беляева, А.А. Рутенко, М.В. Ткаченко, О.Б. Басок // Промышленная теплотехника: Международный научно-прикладной журнал. – 2009. – Том 31, № 5. – С. 81 – 87.

6. Долинский, А.А. Альтернативное теплоснабжение на базе тепловых насосов: критерии оценки / А.А. Долинский, Б.Х. Драганов, Т.В. Морозюк // Промышленная теплотехника: Международный научно-прикладной журнал. – 2007. – Том 29, № 6. – С. 67 – 71.
7. Фиалко, Н.М. Оценка эффективности применения тепловых насосов в условиях метрополитенов и угольных шахт / Н.М. Фиалко, Л.Б. Зимин // Промышленная теплотехника: Международный научно-прикладной журнал. – 2006. – Том 28, № 2. – С. 111 – 119.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кіріченком Є.О.
Надійшла до редакції 07.11.2014*

УДК 622.271.3

© Б.Е.Собко

СУЧАСНИЙ СТАН ТА ПЕРСПЕКТИВИ РОЗРОБКИ НОВИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ ДЛЯ ВИДОБУТКУ ТИТАНОВИХ РУД

В роботі наведено аналіз сучасного стану розробки титанових родовищ України, визначено перспективи залучення нових родовищ для збільшення мінерально-сировинної бази титанових руд.

В работе приведен анализ современного состояния разработки титановых месторождений Украины, определены перспективы привлечения новых месторождений для увеличения минерально-сырьевой базы титановых руд.

The analysis of the modern state of development of titanitic deposits of Ukraine is in-process resulted, certainly prospects of bringing in of new deposits for an increase raw mineral-material bases of titanitic ores.

У надрах України виявлено велику кількість потужних та різноманітних родовищ корисних копалин. Розсіпні родовища представлені горизонтальними покладами мінералів титану, циркону, бурштину, золота.

Головні напрямки та перспективи розвитку вітчизняної мінерально-сировинної бази визначені в Загальнодержавній програмі розвитку мінерально-сировинної база України» на період до 2030 р. в якій поставлені завдання щодо введення в експлуатацію нових родовищ та ділянок корисних копалин. В програмі виділені стратегічно важливі для економіки держави корисні копалини, використання яких забезпечує приріст внутрішнього валового продукту, валютні надходження, наповнення державного бюджету, економічну та оборонну безпеку країни. Саме титанові руди відносяться до видів мінеральної сировини, які інтенсивно видобуваються, мають значні розвідані запаси, є предметом експорту та валютних надходжень. Мінерально-сировинна база титанових руд в Україні найбільш потужна серед групи кольорових і рідких металів.

Виробництво титанових концентратів в Україні здійснювалося на двох гірничо-збагачувальних підприємствах: Вільногірському та Іршанському, які забезпечували потребу країни у власній титановій сировині та експортували титанові концентрати в різні країни світу. Починаючи з 2007 р. і дотепер обсяги

видобутку руди на Іршанському та Вільногірському комбінатах досягають більше як 10 млн. м³. З 2005 почав розробку Вовчанського рUTIL-ільменітового родовища Демуринський ГЗК із проектною потужністю по корисній копалині 1,3 млн.м³/рік. У наш час Україна виробляє більше 95 % усієї титанової сировини в країнах СНД. Завдяки унікальній мінерально-сировинній базі титанової й цирконової сировини Україна створила потужний експортний потенціал. Су-марний експорт титанових концентратів у країни СНД становить більше як 300 тис. т на рік, причому біля половини вироблених концентратів експортується в країни ЄС і США [1].

Основним завданням Іршанського ГЗК та Вільногірського ГМК була підтримка досягнутого рівня випуску концентратів за рахунок ряду нових ділянок родовищ, що входять до складу сировинної бази цих комбінатів.

Вільногірський ГМК в 2014 р. почав розробку нової Мотронівсько-Аннівської ділянки Малишевського родовища. Ділянка розташована за 12 км на північ від м. Вільногірськ, Дніпропетровська обл. Мотронівсько-Аннівська ділянка є одною з найбільш перспективних ділянок як по запасах титаноцирконієвих руд, так і по географічному розташуванню. Проектна виробнича потужність ділянки складає 2,7 млн. м³ на рік. Контур гірничого відводу ділянки приведений на рис.1.

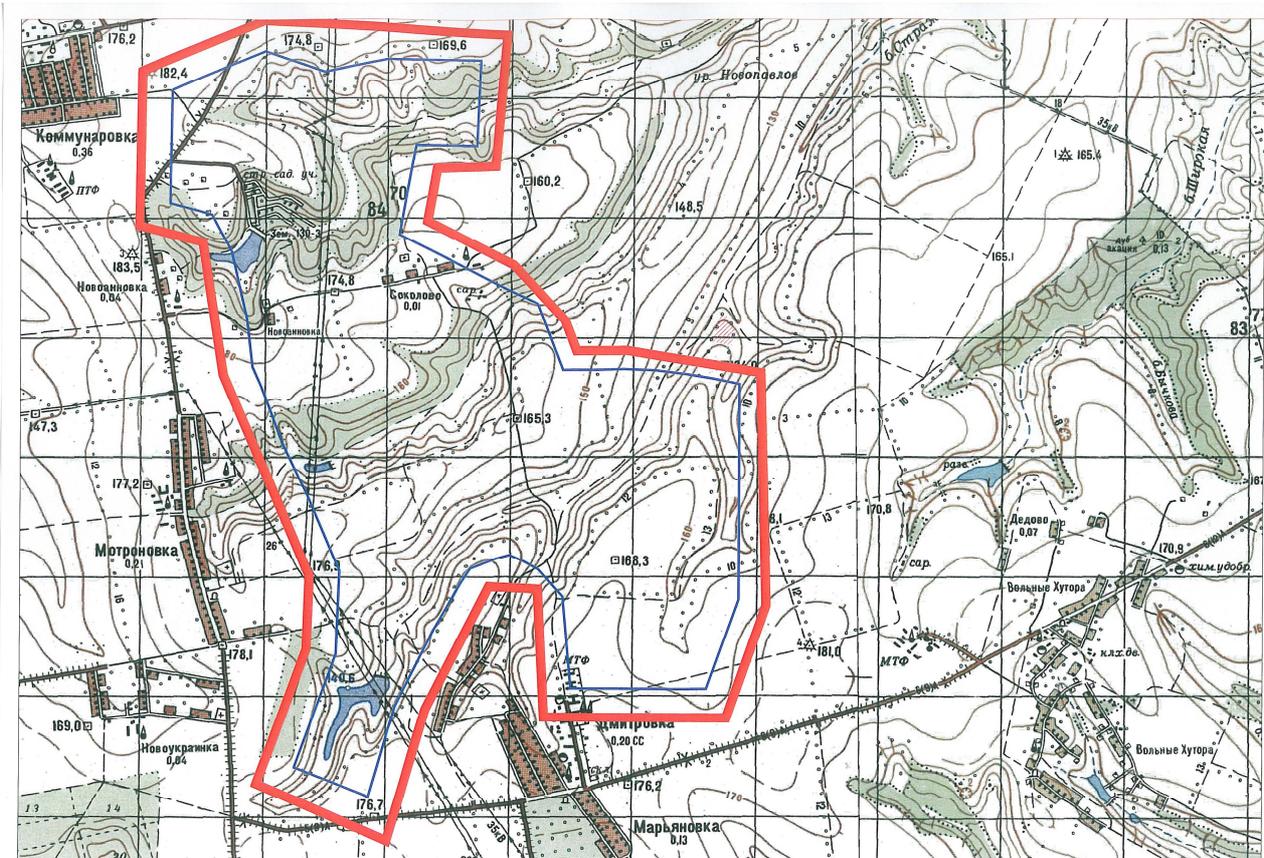


Рис. 1. Контур гірничого відводу Мотронівсько-Аннівської ділянки

До теперішнього часу в Україні відкритим способом розробляють розсіпні родовища, розташовані вище рівня ґрунтових вод. Освоєння розсіпів здійснюють із застосуванням безтранспортної, транспортної і комбінованої систем відкритої розробки з використанням механічних лопат, крокуючих екскаваторів і роторних комплексів. Розробка рудного покладу включає доставку руди до вузла гідророзмиву з-за допомогою гідромоніторів. Гідросуміш подається по трубопроводу на збагачувальну фабрику.

Умови відпрацювання Мотронівсько-Аннівської ділянки істотно відрізняються від родовищ, що сьогодні розробляються. Головною відмінністю є розташування рудного пласта (піски полтавської серії -Pt) нижче рівня підземних вод. Проектом будівництва та експлуатації ділянки передбачається відпрацювання родовища відкритим способом, за відомою автотранспортною системою розробки, що застосовується на необводнених ділянках. Для осушення кар'єру передбачений відкритий водовідлив з улаштуванням водозбірних каналів і зумпфів. В даний час ведуться роботи з розкриття родовища загальною траншеєю зовнішнього закладення, будуються лінії комунікацій і побутовий комплекс на прикар'єрному майданчику.

Експериментальні гідрогеологічні дослідження дозволили встановити приплив підземних вод в кар'єр на рівні 20–30 м³ / год. Отримані результати не ув'язуються з водно-фізичними властивостями водоносних відкладень. У зв'язку з цим викликає сумнів достовірність розрахунків водоприпливу в майбутній кар'єр, а також працездатність проекрованої системи осушення.

В даний час прийнято рішення на Мотронівсько-Аннівському кар'єрі паралельно з гірничо-капітальними роботами провести польові та камеральні гідрогеологічні дослідження, в тому числі: 1) проведення гідрогеологічних спостережень в період розтину рудного пласта з метою уточнення гідрогеологічних параметрів водоносного горизонту; 2) створення цифрової гідрогеологічної моделі та моделювання змін гідрогеологічної ситуації на різних етапах експлуатації ділянки; 3) проведення оцінки впливу діяльності рудника на гідрогеологічні умови прилеглого району.

До найбільш перспективних родовищ, для заповнення потужностей Іршанського ГЗК, відносяться Юрське, Межирічне, Лівобережне, Тростянецьке та найбільш потужне серед них Стремигородське родовище.

Стремигородське комплексне корінне апатит-ільменітове родовище виявлене ще в 1952 році. Детальна розвідка проведена в 1979-1981 рр. Середня глибина залягання корисної копалини - 40,4 м. Розташоване родовище в 4,5 км на південь від залізничної станції Стремигород, в 20 км на південний схід від міста Коростеня і в 16 км на північний схід від діючого Іршанського ГЗК. Контур гірничого відводу родовища приведений на рис. 2.

Площа родовища по поверхні 2,9 км². Довжина 2,4 км, ширина 1,6 км в центрі і 100–150 м на флангах. Корисна копалина перекрита зверху рихлими безрудними піщано-глинистими відкладеннями середньою потужністю 32,2 м.

Головними рудними мінералами руд є ільменіт та апатит. Ільменіт знаходиться в окремих ізоморфних зернах та скупченнях (гніздах) з переважним розміром 0,2–0,3 мм. З ільменітом зв'язана основна кількість двоокису титану: 85 % в каолінових і 87 % в корінних рудах. Апатит утворює розсіяне вкраплення окремих кристалів, які знаходяться в зростках з ільменітом ті олівіном. З апатитом зв'язано 80 % п'ятиокису фосфору.

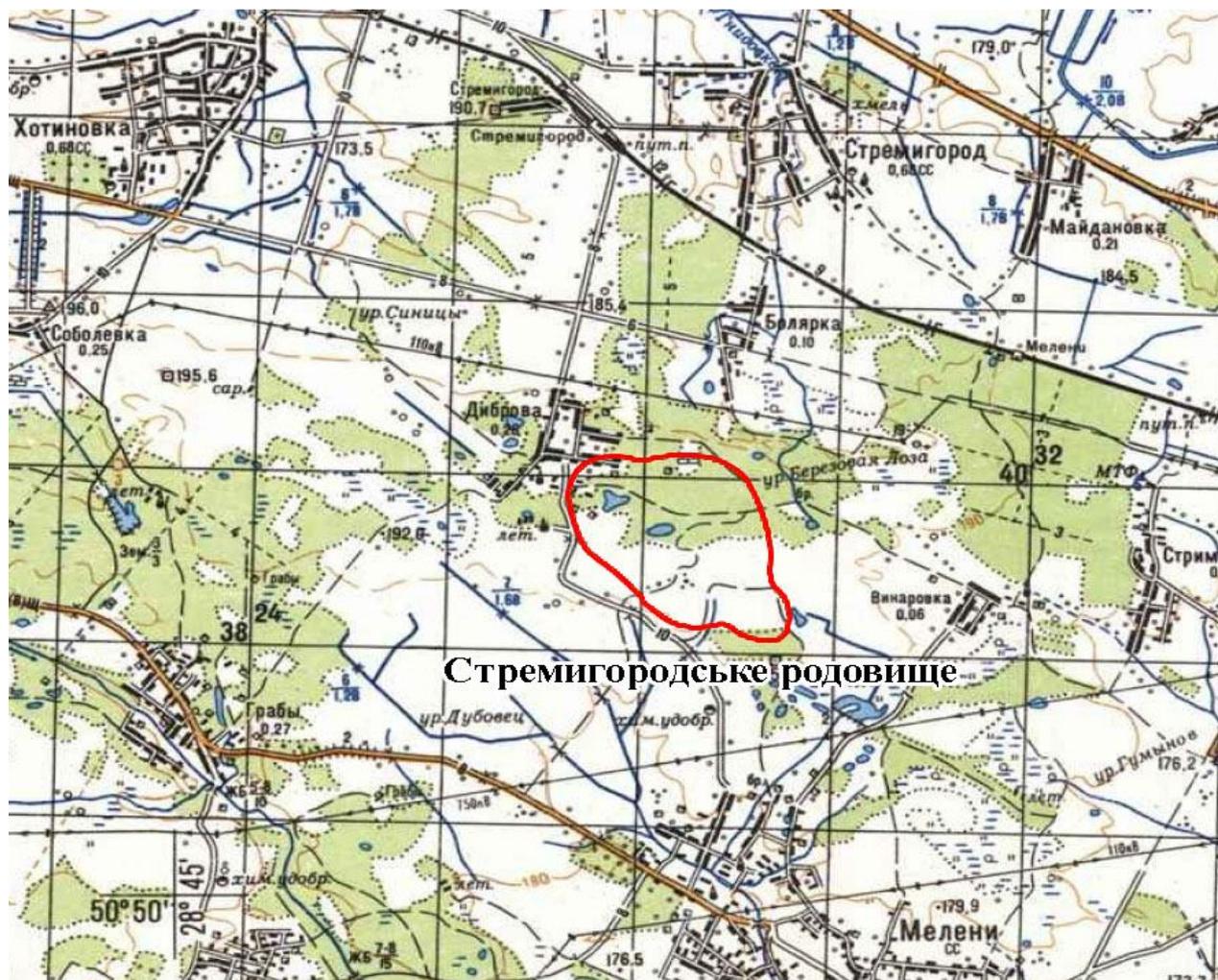


Рис. 2. Контур гірничого відводу Стремигородського родовища

Спочатку відкритим способом буде розроблятися м'який розкрив. Надалі матиме місце тільки скельний розкрив (розбортовка на межі рудоносного і нерудоносного кристалічного габро. Руди представлені трьома генетичними типами, які розташовані один під іншим, зверху вниз: - зона повного вивітрювання рудий, представлених каолінами і жорсткою середньою потужністю пласта 12,4 м; - зона часткового вивітрювання, вивітрене габро, потужність 14,1 м; - кристалічне габро (запаси затверджені до глибини 500 м, простежуються до глибини 1378 м). З кристалічним габро пов'язано більше 95 % запасів родовища.

За попередні роки на замовлення Іршанського ГЗК були проведені передпроектні проробки та техніко-економічні обґрунтування по освоєнню родови-

ща. Щодо відпрацювання запасів цього родовища, пропонувалися різні способи та схеми. За пропозицією інституту «Гіредмет» пропонувався відкрито-підземний спосіб, який добре зарекомендував себе на подібних родовищах в усьому світі. За даними інституту «Кривбаспроект» пропонується відпрацьовувати це родовище підземним способом. Тому для остаточного висновку потрібно розробити ТЕО для нових економічних умов сьогодення.

На сьогодні розроблена робоча документація в об'ємі необхідну для гірничого відводу Стремигородського апатит-ільменитового родовища. Висновки розробленої проектної документації наступні. Гірничотехнічні умови експлуатації родовища сприятливі. Розкривні породи мають порівняно невелику потужність – 32,2 м і складені піщано-глинистими породами, які можна відробляти видобувною технікою і частково гідромеханізацією, а також різними комбінаціями названих методів. Вивітрілі руди та породи, а також кристалічні руди і породи досить стійкі та міцні. Відробка їх можлива тільки з застосуванням буро-підривних робіт. Гідрогеологічні умови родовища також сприятливі, в пісках розкриву містяться два низько дебітні водоносні горизонти прісної води. Вивітрілі і кристалічні породи та руди містять горизонт тріщинної прісної води. Потужність до 160 м з дебітами від 0,24 до 3,3 л/сек.

Відповідно до завдання на виконання проекту розвитку гірничих робіт на Стремигородському кар'єрі річна потреба по видобутку ільменитового концентрату (TiO_2) складає 483,0 тис. т.

Розрахунок річної продуктивності кар'єру по гірничій масі здійснювався з врахуванням потреби підприємства у сировині та з врахуванням втрат при видобутку, транспортуванні та переробці корисної копалини.

Термін служби кар'єру в межах, прийнятих до розробки в робочому проекті, складає 44 роки.

Річний розрахунковий об'єм розкривних робіт – 3600 тис.м³.

У складі першої черги виділяється три пускові комплекси по розкриву і видобутку руди: I-й пусковий – гірничо-капітальні розкривні роботи в об'ємі 30,6 млн.м³ м'якого розкриву з підготовкою нормативних запасів для видобутку каолінових руд; II-й пусковий – гірничі роботи для підготовки запасів по вивітрілому габбро; III-й пусковий – гірничі роботи для підготовки запасів і видобутку корінних руд.

Надалі відповідно до календарного графіка гірничих робіт передбачається розробка змішаних типів руд з переходом на видобуток тільки скельних руд та переходом на циклічно-потоківу технологію.

За характером залягання рудного тіла і потужності розкривних порід запропоновано відкритий спосіб розробки корисної копалини, який має переваги перед підземним – можливість широкого застосування потужного гірничотранспортного обладнання; досягнення високої продуктивності праці; низької собівартості видобутку руди; більш сприятливі санітарно-гігієнічні умови праці та техніку безпеки. Втрати руди при відкритому способі розробки значно нижчі,

ніж при підземному, окрім того, основна частина вміщуючих порід родовища не є розкритом, а використовується для виготовлення будівельних матеріалів.

Враховуючи можливості існуючих засобів механізації процесів відкритих гірничих робіт, при проектуванні прийнята глибина кар'єру – 250 м, при цьому буде забезпечений нормативний термін існування кар'єру, а граничний та середній коефіцієнт розкриття є реальним для рентабельної експлуатації Стремигородського родовища.

Виходячи з того, що Стремигородське родовище розглядалося, як сировинна база титанової сировини, тому при проведенні науково-дослідних робіт по технології збагачення було закладено першочергове максимальне вилучення ільменіту. При цьому апатит вилучався як вторинний продукт з хвостів гравітації методом флотації, а товарне вилучення п'ятиокису фосфору в апатитовий концентрат складає всього 56,3 %, а вилучення двоокису титану в концентрат ільменіту – 72 % від їх загального вмісту в руді.

Висновки.

Виконані попередні передпроектні та проектні роботи щодо освоєння нових родовищ титанової сировини, дозволили:

- переглянути схеми розтину, системи розробки і осушення кар'єрів з метою здешевлення і скорочення термінів будівництва;

- відновити і уточнити технічні умови на інженерне забезпечення, зв'язок, транспорт і уточнити питання, вирішення яких необхідне на подальших стадіях проектування;

- застосувати екологічно надійніші технології захисту хвостосховищ від інфільтрації оборотної води;

- визначити напрям і перспективу по удосконаленню технологічного процесу збагачення руди з метою збільшення виходу основних мінералів і поліпшення загальних техніко-економічних показників;

- визначити питання і проблеми для вирішення яких необхідно науково-дослідні, експериментальні і конструкторські розробки на подальших стадіях проектування і будівництва гірничо-збагачувальних комплексів;

- визначити експлуатаційні потреби в енергоресурсах, матеріалах і людських ресурсах. Виконати техніко-економічні розрахунки з урахуванням цін, що склалися, на готову продукцію і оцінити економічну ефективність і доцільність будівництва.

Список літератури

1. Собко Б.Е. Совершенствование технологии открытой разработки россыпных титаноциркониевых руд. – Д.: РИК НГУ, 2008. – 167 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 22.10.2014*

МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ НА КАРЬЕРАХ

Предложена методика прогнозирования оползневых процессов на карьерах. Методика предусматривает использование комплексного подхода, основанного на инженерных методах механики горных пород и численно-аналитических методах механики сплошной среды.

Запропоновано методіку прогнозування зсувних процесів на кар'єрах. Методіка передбачає використання комплексного підходу, заснованого на інженерних методах механіки гірських порід і чисельно-аналітичних методах механіки суцільного середовища.

A method for prediction of landslide processes in the quarries. The technique involves the use of a comprehensive approach based on engineering methods of rock mechanics and numerical and analytical methods of continuum mechanics.

Введение. Современный уровень развития технологии горных работ на карьерах характеризуется усложнением горно-геологических условий, интенсификацией горных работ, значительным увеличением параметров карьера. При этом возрастает риск развития деформаций приконтурного массива горных пород из-за неблагоприятных горно-геологических и инженерно-геологических условий, изменения напряженно-деформированного состояния горного массива и воздействия сейсмических волн природного и техногенного происхождения.

В настоящее время при проектировании и строительстве карьеров, зачастую, применяются упрощенные методики расчета параметров бортов. Такой подход приемлем для небольших глубин разработки, поскольку экономический ущерб от неточного определения границ и формы выработанного пространства невелик. Глубокие и сверхглубокие карьеры представляют собой инженерные сооружения со своими, во многом, уникальными особенностями. Недостаточный учет этих особенностей может приводить к нежелательным экономическим последствиям. Этим и объясняется необходимость разработки методики прогнозирования оползневых процессов бортов и отвалов, которая учитывала бы как общие черты глубоких карьеров, так и допускала бы модификацию с целью привязки к особенностям горно-геологических условий конкретного карьера.

Целью настоящей статьи является совершенствование предложенного ранее подхода [1-4] для прогнозирования и предупреждения деформаций бортов, карьеров, откосов и склонов.

Основная часть. Методика прогноза и предотвращения оползней основана на следующих положениях:

- 1) для предсказания времени и места проявления оползневых процессов используется модель, основанная на использовании временных рядов;
- 2) для определения объема деформации используется инженерная численно-аналитическая методика, изложенная в работах [3,4]
- 3) в качестве “спускового механизма” начала оползня рассматриваются техногенные землетрясения (проведение массовых взрывов на карьере).

Методика предусматривает использование комплексного подхода, основанного на инженерных методах механики горных пород и численно-аналитических методах механики сплошной среды.

Она может быть адаптирована к совместному использованию с системой спутникового маркшейдерского обеспечения GPS, применяемого на карьерах.

Рассмотрение отдельных положений данной методики можно начать с определения времени и места проявления оползневой процесса.

При внешней сложности явлений, происходящих в горном массиве, для интегрального описания деформационных процессов ниже предлагается и обосновывается относительно простая геомеханическая модель.

Известно, что тектонические движения в горноскладчатых областях локализуются, в основном, на стыках блоков по разломам. На фоне медленных необратимых смещений выделяются периодические сезонные деформации, обусловленные вариациями внешней температуры и изменением водонасыщенности горных пород в различное время года. Волна деформации имеет вид довольно правильной синусоиды с максимумом, сдвинутым относительно максимума температуры. Следует отметить, что сезонные деформации регистрируются повсеместно [4]. Их амплитуда и характер изменения в течение года определяются сезонными вариациями температуры и ее градиентом, количеством осадков, свойствами пород и т. д. Изучение сезонных деформаций представляет значительный интерес. Не выделив сезонных деформаций, нельзя определить движение, вызванное геомеханическими факторами.

Деформации и смещения массивов горных пород в бортах карьеров происходят при постоянно изменяющихся условиях. Под влиянием природных и техногенных факторов изменяются как действующие на массив силы, так и его внутренние связи. Учитывать такие изменения позволяет модель, построенная на анализе временных рядов. В качестве временного ряда рассматривается совокупность измерений, выполненных в тех же условиях, при которых делается прогноз.

Анализ полученных результатов наблюдений за смещениями массивов высоких склонов, где отчетливо выражена линейная тенденция процесса с наложенными на нее периодическими колебаниями синусоидального типа, дает основание использовать для прогноза модель [1], описываемую функцией типа

$$u(t) = b_1 + b_2 t + A \sin(\omega t + \varphi) \quad (1)$$

где φ означает начальную (неизвестную) фазу, а $\omega = \frac{2\pi}{12}$. Параметры b_1 , b_2 ,

A , φ находятся с помощью метода наименьших квадратов. Для применения этого метода необходимо иметь ряд наблюдений продолжительностью не менее 2–3 лет.

Информативными показателями устойчивости массивов горных пород, в том числе и горных склонов, следует считать смещения, деформации и их производные по времени. В работах по устойчивости склонов и откосов в качестве критических обычно рассматривается величина смещений, деформаций или их

скорости. Однако эти величины сильно зависят от инженерно-геологических условий, параметров склонов и изменяются в довольно широких пределах. Поэтому правильней пойти по пути анализа изменения параметров деформационного процесса при различных возмущающих воздействиях. В качестве возмущающих воздействий могут рассматриваться землетрясения, взрывы, вариации метеорологических условий. Сейсмические колебания интенсивностью более семи баллов приводят к увеличению скоростей смещений в 15–20 раз. При достижении средней скорости деформаций порядка 10^{-4} 1/год, ее увеличение при любых возмущающих воздействиях следует рассматривать как переход массива в неустойчивое состояние. При средних скоростях деформаций массивов пород порядка 10^{-5} 1/год и менее временный их рост может привести к затуханию и общая скорость не превысит 10^{-4} 1/год.

В качестве второго деформационного критерия устойчивости массивов пород предлагается рассматривать амплитуду сезонных деформаций, возникающих под воздействием вариаций метеорологических условий. Амплитуда сезонных деформаций при устойчивом состоянии массива остается постоянной. При возникновении новых поверхностей разрушения и развитии смещений массива по существующим поверхностям ослаблений амплитуда возрастет. Если в соответствии с предложенной моделью (1) деформаций массивов горных склонов, учитывающей линейную тенденцию роста и периодическую составляющую синусоидального типа, принять амплитуду периодических смещений изменяющихся во времени, и равной в начальный момент времени A_0 , а в любой другой момент A_t и обозначить $\Delta A(t) = A_t - A_0$, то предлагаемый критерий устойчивости по амплитуде сезонных деформаций будет иметь вид

$$\Delta A(t) \leq 0 \text{ – массив устойчив,}$$

$$\Delta A(t) > 0 \text{ – массив неустойчив.}$$

На основе новых данных, получаемых в результате наблюдений, может происходить постоянная корректировка параметров модели (1), их адаптация к непрерывно изменяющимся условиям работы массива.

Для этих целей целесообразно проводить непрерывный мониторинг смещений и деформаций участков борта карьера, который подразумевает длительное инструментальное наблюдение за изменением пространственных координат реперов наблюдательных станций. В отличие от существующих на сегодняшний день видов мониторинга, когда производятся моментные измерения величин смещений и деформаций с периодичностью от одного до нескольких раз в год, непрерывный мониторинг позволяет детально изучить кратковременные процессы, протекающие в верхней части земной коры.

Для непрерывного мониторинга смещений и деформаций земной поверхности наиболее целесообразно использование комплексов спутниковой геодезии GPS, так как они имеют ряд преимуществ перед традиционными геодезическими методами. Во-первых, геодезические наблюдения с применением GPS оборудования можно проводить в любое время суток, при любой погоде и при отсутствии прямой видимости между реперами. Во-вторых, мониторинг сме-

щений и деформаций возможно производить практически без непосредственного присутствия оператора, управляя приборами либо по кабельной связи, либо по радиоканалу, либо заранее задавая необходимые параметры для работы оборудования в автоматическом режиме. В-третьих, в результате мониторинга в заранее заданный момент времени одновременно определяются все три координаты точки стояния прибора; в случае, когда мониторинг ведется тремя или более GPS приемниками, образуются жесткие пространственные геометрические связи с другими реперами мониторинговой GPS сети, на которых в данный момент времени производятся измерения.

Для проведения непрерывного мониторинга смещений и деформаций земной поверхности наиболее целесообразно использовать GPS приемники геодезического класса, с помощью которых, при соблюдении определенных условий, можно достичь миллиметровой точности определения координат реперов наблюдательной станции.

Инструментальными исследованиями высокоточными геодезическими измерениями должен быть охвачен протяженный участок горного массива, находящийся под техногенным влиянием масштабных горных разработок. В этом случае становятся доступными качественно новые данные об изменении во времени суммарного поля деформаций, которое формируется при наложении поля техногенных деформаций на поле естественных деформаций. Эти данные позволяют не только уточнить параметры принятой геомеханической модели разрабатываемого месторождения, но и уверенно прогнозировать развитие процесса сдвижения, оценить степень риска возникновения негативных геомеханических явлений и обоснованно решать вопросы охраны сооружений, попадающих в области влияния горных разработок.

Вопрос определения размеров возможного оползня тесно связан с вопросом устойчивости. Анализ методов определения поверхностей сдвижения показал, что в существующей теории устойчивости откосов недостаточно исследованы задачи определения местоположения потенциальных поверхностей сдвижения в массивах, имеющих различную структуру. Кроме того, использование заранее выбранной формы поверхности сдвижения в виде элементарной математической функции для оценки устойчивости откосов является менее обоснованным подходом по сравнению с подходом, когда форма и местоположение потенциальной поверхности сдвижения определяется расчетным путем в зависимости от физико-механических свойств и формы дневной поверхности массива[2].

Выводы. В целом можно отметить, что подход, основанный на применении описанной выше методики, является перспективным и позволяет повысить уровень безопасности ведения открытых горных работ. Дальнейшее его развитие возможно в направлении более полного учета данных о деформациях откосов на карьере, накопленных в период наблюдений. Актуальной является и автоматизация прогнозных расчетов с использованием специальных программных средств

Таким образом, результаты проведенных исследований подтверждают реальность создания математических моделей деформационных процессов на карьерах. Можно также отметить, что возможность предрасчета и моделирования си-

туації надає певні можливості в управлінні процесом. Дійсно, якщо процес деформування масива горних порід залежить від технології, то, знаючи цю залежність, цілеспрямованими діями можна направити цей процес в потрібне русло, а саме, спрямоване на запобігання небезпечній ситуації, а не провокуюче катастрофічну ситуацію.

Список літератури

1. Степанов В.Я. Геомеханічний моніторинг горних схилів при спорудженні великих промислових об'єктів// Матеріали ІХ Всесоюзної конференції по механіці горних порід – Фрунзе: Ілім, 1990, – С.28 - 41.
2. Голуб В.В., Полицук С.З. Дифференціальне рівняння лінії сдвигу природних і техногенних откосів// Сб. науч. трудов НГА України №9, Том 2. – Днепропетровск: РИК НГА України, 2000. – С.140-146.
3. Полицук С.З., Баранов Ю.Д., Голуб В.В., Шурыгин В.Д. Використання комп'ютерних технологій для прогнозування оползневих явищ на кар'єрах// Зб. наук. праць 13-ї Міжнар. наук.-практ. конф. „Сучасні інформаційні та енергозберігаючі технології життєзабезпечення людини”. Вип. 13. Київ, 2003.- С. 87-90.
4. Быковцев А.С., Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н. Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. – Ташкент: Фан, 2000. – 271с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Собко Б.Ю.
Надійшла до редакції 11.11.2014*

УДК 624.131.381

© V.P. Francuck, T.V. Shepel, O.E. Shevchenko

DEEP-WATER ORGANIC-MINERAL SEDIMENTS OF THE BLACK SEA AS THE OBJECT OF MINING AND DEWATERING

The results of laboratory investigations of grain-size, physical, mechanical and rheological properties of the deep-sea organic-mineral sediments sampled from the depth of 1,920 – 2,150 m at the polygon “Sapropels” in the Black Sea are given. The results obtained are analyzed. The class of particle size distribution and soil category in difficulty of developing for this type of sediments are established.

Представлено результати лабораторних досліджень гранулометричного складу, фізико-механічних та реологічних властивостей глибоководних органо-мінеральних відкладень Чорного моря, відібраних з глибини 1920 – 2150 м на полігоні «Сапропелі». Проведено аналіз отриманих результатів. Визначено клас даного типу відкладень по гранулометричному складу і категорія ґрунту по важкості розробки.

Приведены результаты лабораторных исследований гранулометрического состава, физико-механических и реологических свойств глубоководных органо-минеральных осадков Черного моря, отобранных с глубины 1920 – 2150 м на полигоне «Сапропели». Проведен анализ полученных результатов. Определен класс данного типа отложений по гранулометрическому составу и категория ґрунта по трудности разработки.

Scarcity of the organic-mineral resources and favorable geographical location of Ukraine from the standpoint of outlet to the sea have caused increased interest in development of the deep-water organic-mineral sediments (DWOMS). Their total stocks in the Black Sea basin are about 320 billion m³ [1]. Investigations of such kind of raw materials have been started by the end of the 1980s □ in the beginning of 1990s upon interdisciplinary projects as well as international programs on studying of the feasibility of usage of the World ocean resources for economical development of countries in the Black Sea region. The carried out researches have established possible agronomical, industrial and ecological value of DWOMS. It caused the necessity in searching of technical solutions to develop the resources.

Dewatering studies of DWOMS showed the advantages of mechanical mining methods compared to hydraulic methods. But to create hi-efficiency machines for mining and processing of DWOMS it is necessary to study properties of the sediments more in detail.

This paper is aimed to present the results of laboratory tests of properties of DWOMS and their analysis in order to characterize DWOMS as the object of mining and dewatering.

For research were used samples collected with the gravity corer (Fig. 1) at marine expedition in the Black Sea on the research vessel "Professor Vodyanitsky" (73th voyage, 2013). Sampling depth was in the range of 1,920 – 2,150 m. The place of the sampling is polygon "Sapropels" in the north-western Black Sea.

The used gravity corer was equipped with a polyethylene container mounted inside. After lifting the corer to the vessel the container together with the DWOMS column was pulled out of the corer and, after weatherproofing, packed into a hard metal container special designs, developed in the National Mining University. Packing, transportation and storage of samples was carried out in accordance with the requirements [2].

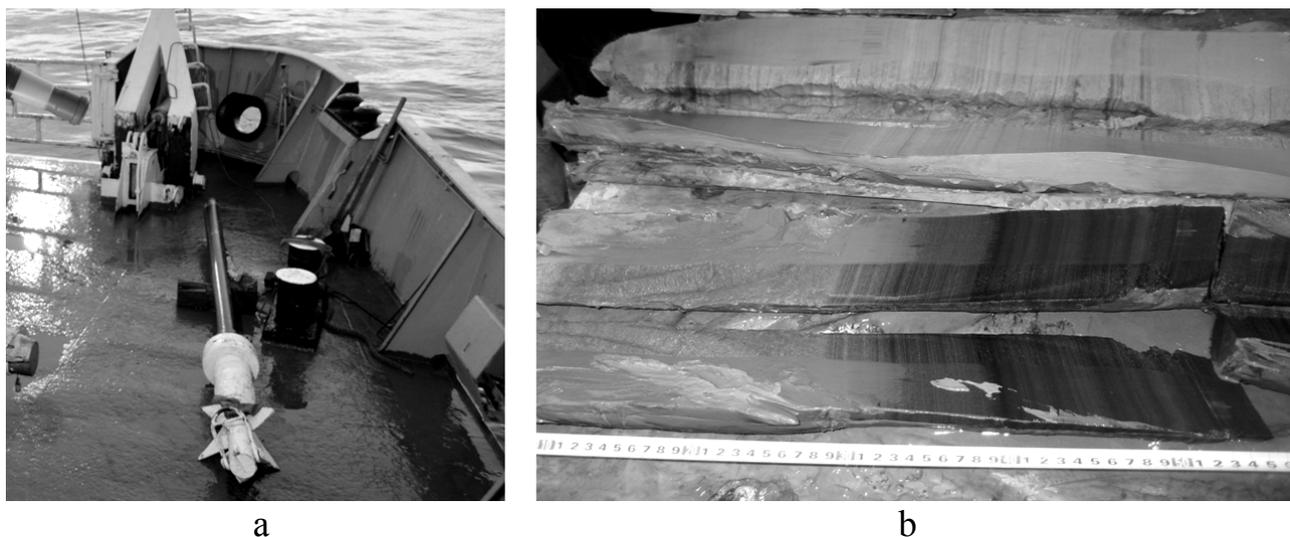


Fig. 1. The gravity corer (a) and the column of DWOMS (b)

Laboratory tests of samples were conducted in the National Mining University (Dnepropetrovsk, Ukraine) and in Freiberg Mining Academy (Freiberg, Germany). Investigations included: mechanical-and-physical and rheological properties defining and also grain-size analysis.

DWOMS include coccolith, diatom and sapropel silts and also their mixtures. Underlayment is the green-grey clayey silt. Covering layer include fluid terrigenous sediments. Stratigraphic analyze of 6 columns of DWOMS showed that the average thickness of the coccolith layer is 0.18 m ranging from 0.07 to 0.40 m; the average thickness of the sapropel layer is 0.22 m at the extreme values of 0.16-0.35 m. The thickness of the sapropel-coccolith mixed layer ranges from 0.01 m to 0.16 m (the average value is 0.08 m). The total thickness of the technological layer taking into account the thickness of fluid terrigenous silts is 0.58 m at the extremes of the 0.52-0.82 m.

Among physical properties of DWOMS were defined humidity and density according to the methodology [3]. Grain-size tests of sapropel and coccolith sediments were carried out on the laser scattering particle size distribution analyzer HELOS (H0735) & QUIXEL, R3: 0.5/0.9...175 μ m. Studies of strain-strength characteristics of DWOMS were conducted on the automated triaxial compression machine (stabilometer) Triscan 10 according to the requirements [4]. The viscosity of soil samples was studied on the automated rotational rheometer Thermo Scientific HAAKE MARS III. Photographs of the used equipment are shown on the Fig. 2.

The results of studies are as follows. The average humidity of coccolith, sapropel and green-grey silts was 226.5%, 379.2% and 186.0% correspondently. Their density of the coccolith sediments was 1194 kg/m³, of the sapropel sediments – 1,110 kg/m³, of the green-grey silts – 1,255 kg/m³.

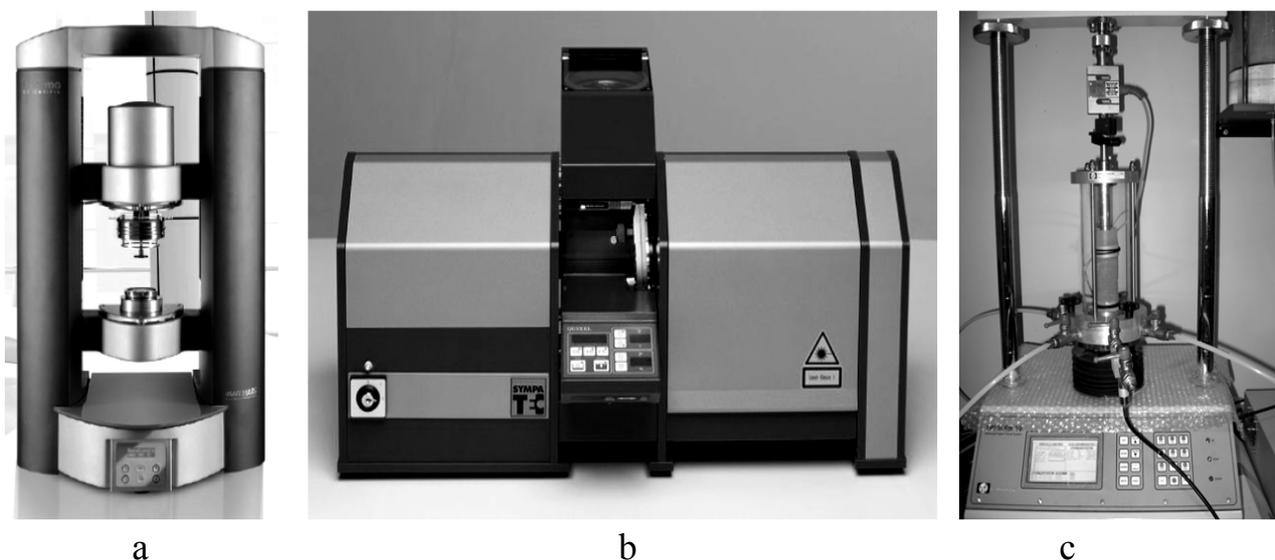


Fig. 2. Equipment for laboratory tests of ground properties: a – the rotational rheometer Thermo Scientific HAAKE MARS III; b – the laser scattering particle size distribution analyzer HELOS (H0735) & QUIXEL, R3: 0.5/0.9...175 μ m; c – the stabilometer Triscan 10

The results of investigations of grain-size of the sapropel silts are shown on the Fig. 3. The analysis showed that in the sapropel samples the share of particles with the size of 0.5...1.0 μm was about 13%, 1.0...10 μm – 71%, 10...100 μm – 16 %. Particles with the size of more than 125 μm were not detected. At studying the coccolith samples the distribution of particles was following. The share of particles with the size of 0.5...1.0 μm was about 12%, 1.0...10 μm – 68%, 10...100 μm – 20 %. Particles with the size of more than 125 μm were not detected. Thus, according to the particle-size classification of P. L. Bezrukov and A. P. Lisitsyn, sapropel and coccolith sediments refer to the clayed (pelitic) silts. According to the “Lenmorniiproject” Research Institute classification, granulometric composition of DWOMS belongs to the Class VI (heavy clay) [5]. On digging difficulty DWOMS can be referred to the I Category of soils.

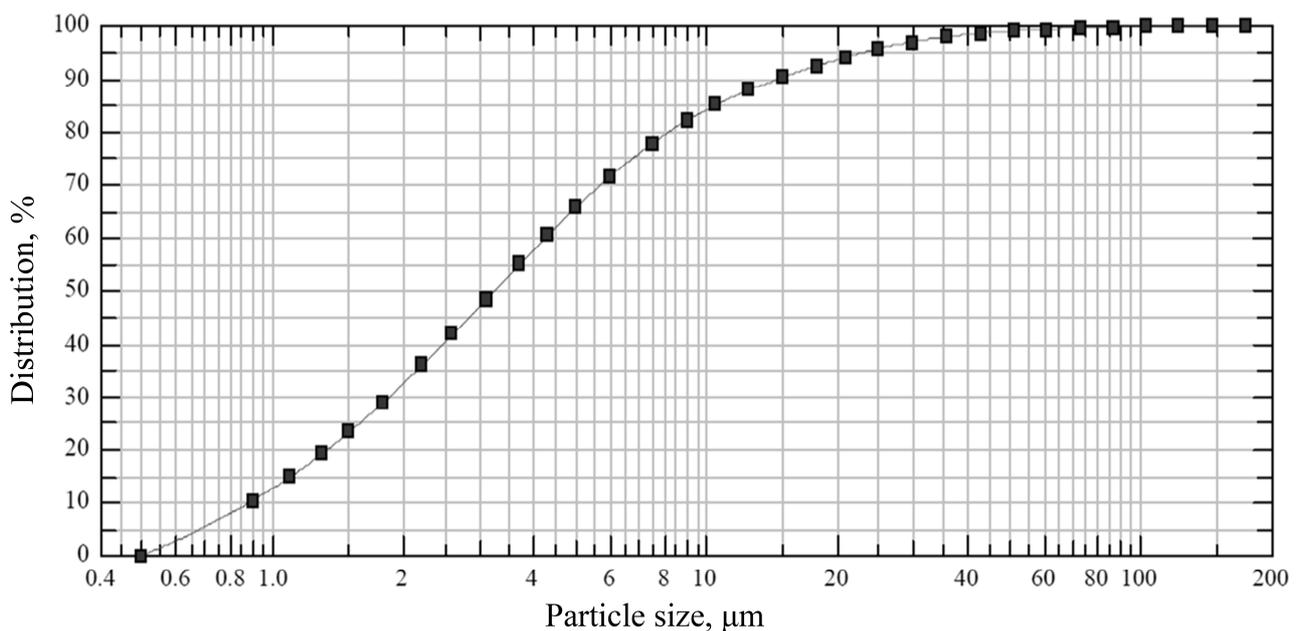
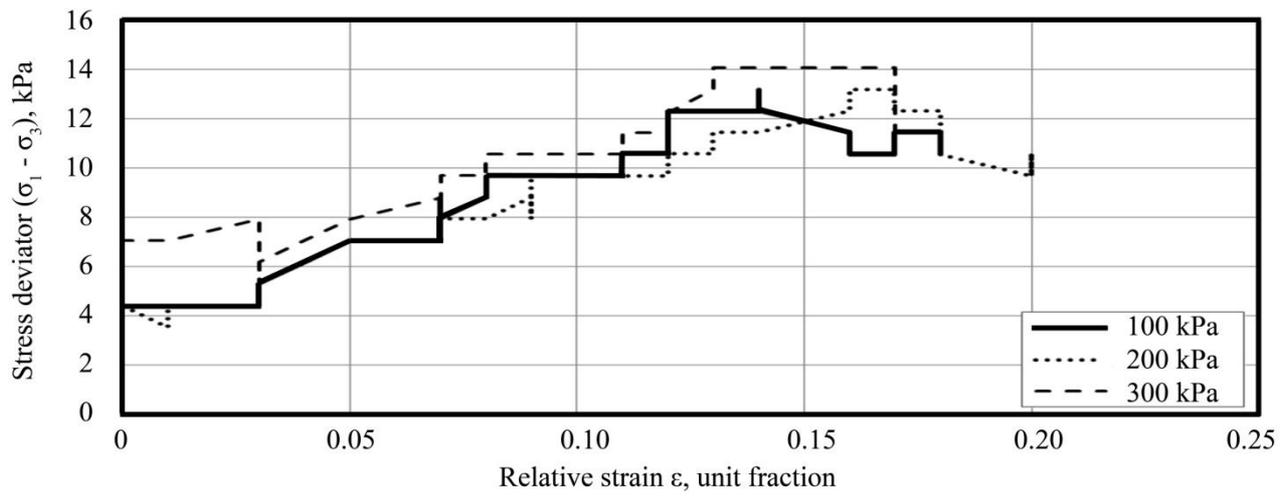


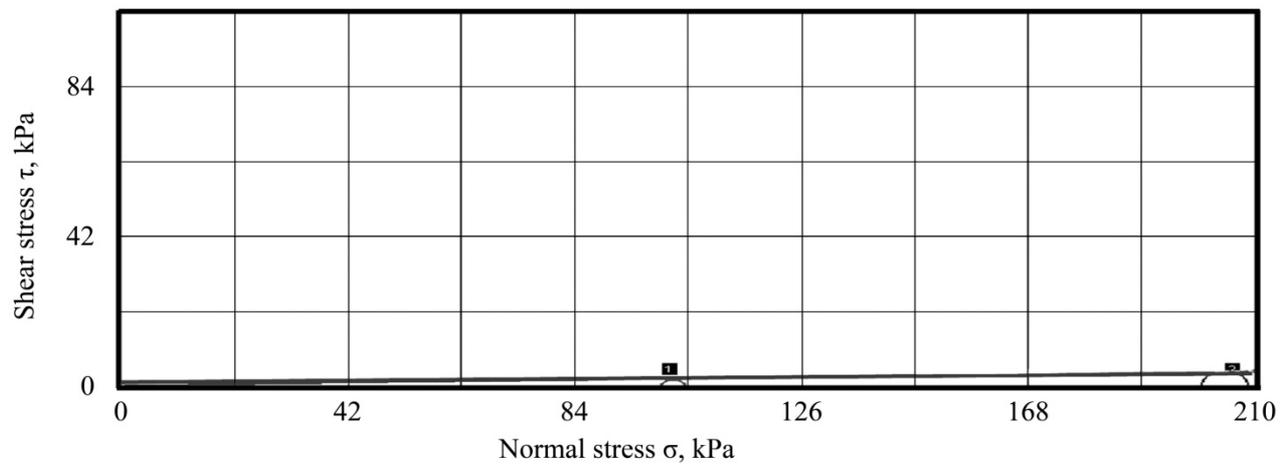
Fig. 3. The results of the grain-size analysis of the sapropel sediments

Triaxial compression tests were conducted by the unconsolidated-undrained scheme. After filling of the stabilometer camera the samples were being held for 30 min at a set pressure to equalize the pressure in the pores of the soil. Tests were carried out at the pressures of 100 kPa, 200 kPa and 300 kPa. The compression velocity of the samples was 1 mm/s. By results of the tests the Mohr–Coulomb stress diagrams were created, with using of which were determined the values of soil adhesion and angles of internal friction. Stress-strain and Mohr–Coulomb diagrams are shown on the Fig. 4. The values of adhesion of coccolith, sapropel and green-grey sediments are 0.48 kPa, 5.26 kPa and 2.03 kPa correspondently. Angle of internal friction for all tests is close to 0. Thus, upon the strength characteristics DWOMS can be attributed to the soft grounds.

Plastic viscosity of the sapropel sediments is 807.4 Pa·s. For the coccolith silts this figure is 226.8 Pa·s. The tests results in graphical form are shown on the Fig. 5.



a



b

Fig. 4. Stress-strain (a) and Mohr–Coulomb (b) diagrams that were taken at sapropel samples testing

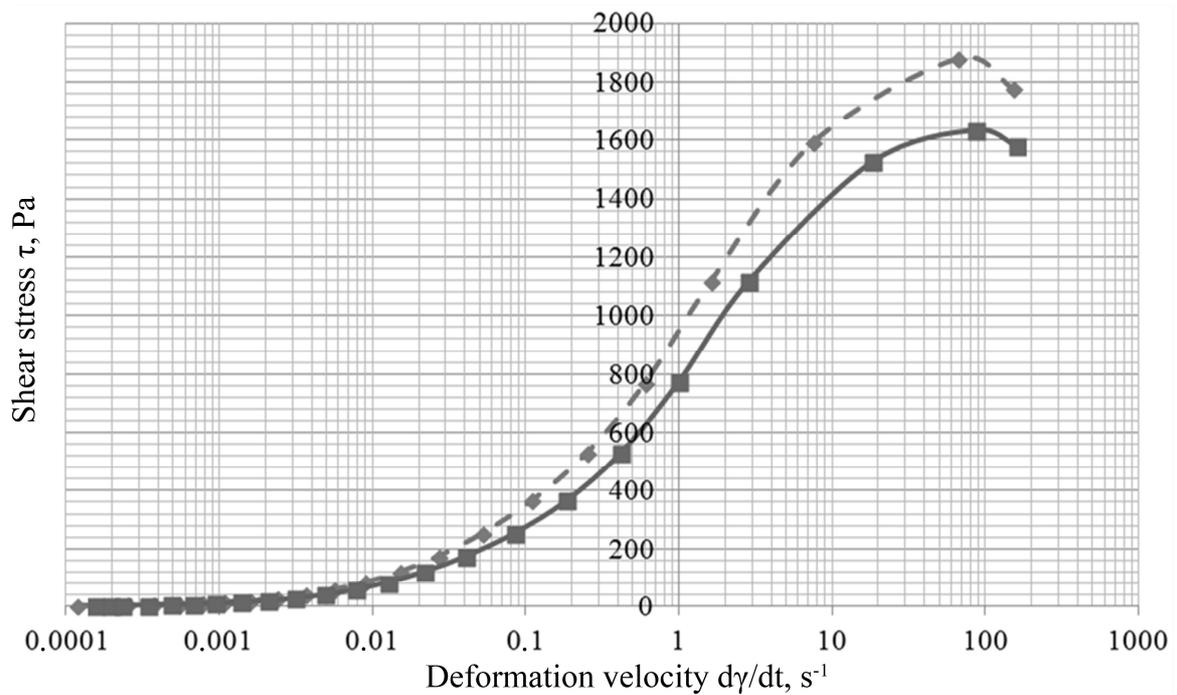


Fig. 5. Rheological curves obtained at rheometric tests of the sapropel silts

Thus, according to the results of studies DWOMS of the Black Sea can be attributed to the soft clayey saturated soils. On digging difficulty this kind of grounds can be referred to the I Category of soils. Due highly dispersed structure DWOMS belong to the hard-dewatering materials. With increasing of depth from the bottom surface the humidity of the sediments decreases along with an increase in density and adhesion. The exception is the sapropel layer. Its high organic matter content causes higher humidity and adhesion along with lower density compared to the neighboring layers.

The data on the physical, mechanical and rheological properties of DWOMS in further will be used for justifying of parameters of mining and processing equipment.

References

1. Шнюков Е.Ф. Минеральные богатства Черного моря / Е.Ф. Шнюков, А.П. Зиборов. – Киев: «Карбон-ЛТД», 2004. – 290 с.
2. Ґрунти. Відбирання, упакування, транспортування і зберігання зразків [Текст]: ДСТУ Б В.2.1-8-2001. – Вид. офіц. – Вперше (зі скасуванням ГОСТ 12071-84); введ. 2001-11-30. – К.: Держкоммістобудування України, 2001. – 16 с. – (Система стандартизації та нормування в будівництві).
3. Ґрунти. Метод лабораторного визначення фізичних властивостей [Текст]: ДСТУ Б В.2.1-17-2009. – Вид. офіц. – Вперше (зі скасуванням ГОСТ 5180-84); введ. 2010-10-01. – К.: Мінрегіонбуд України, 2001. – 22 с. – (Система стандартизації та нормування в будівництві).
4. Ґрунти. Методи лабораторного визначення характеристик міцності і деформованості [Текст]: ДСТУ Б В.2.1-4-96. – Вид. офіц. – Вперше (зі скасуванням ГОСТ 12248-78, ГОСТ 17245-79, ГОСТ 23908-79, ГОСТ 24586-90, ГОСТ 25585-83, ГОСТ 26518-85); введ. 1996-11-01. – К.: Держкоммістобудування України, 1996. – 76 с. – (Система стандартизації та нормування в будівництві).
5. Добрецов В.Б. Мировой океан и континентальные водоемы: минеральные ресурсы, освоение, экология / В.Б. Добрецов, В.А. Рогалев, Д.С. Опышко. □ СПб.: Международная академия наук экологии, безопасности человека и природы, 2007. – 796 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кіріченком Є.О.
Надійшла до редакції 17.05.2014*

УДК 004

© В.В. Гнатушенко, Л.С. Загородняя

ТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСИРОВАНИЯ ЦИФРОВЫХ МНОГОКАНАЛЬНЫХ ИЗОБРАЖЕНИЙ

У роботі запропоновано нову технологію перетворення багатоканальних фотограмметричних даних для отримання мультиспектрального зображення з поліпшеними характеристиками просторового розрізнення, яка є більш ефективною у порівнянні з відомими алгоритмами, зокрема PCA, HSV, Wavelet.

В работе предложена новая технология преобразования многоканальных фотограмметрических данных для получения мультиспектрального изображения с улучшенными характеристиками пространственного разрешения, которая является более эффективной по сравнению с известными алгоритмами, такими как PCA, HSV, Wavelet.

The paper proposed a new multi-channel remote sensing data fusion technology to produce an image with improved spatial resolution. The performance of this proposed fusion technique is highlighted by comparing with conventional techniques like PCA, HSV, Wavelet.

Вступление. Снимки, полученные аэрокосмическими системами, находят применение в различных областях и позволяют решать разнообразные прикладные задачи. Большинство современных спутниковых систем, ведущих наблюдение за Землей, таких как Landsat, SPOT, IKONOS, QuickBird и другие, поставляют одновременно панхромные (или панхроматические) и многоспектральные изображения. Изображения, которые фиксируются в достаточно широком спектральном диапазоне интенсивности излучения (панхромные изображения), имеют существенно более высокое линейное разрешение, чем изображения, полученные в узких спектральных интервалах, совокупность которых образует многоспектральные изображения. Одной из проблем комплексного использования данных дистанционного зондирования Земли, получаемых различными космическими системами является совместная обработка изображений, сформированных в разных спектральных диапазонах и с различным пространственным разрешением [1, 2]. Комплексование изображений от разных источников позволяет выделить дополнительную информацию, которая не проявляется в отдельном методе визуализации. Методы комплексования изображений относятся к синергетическим технологиям, поскольку при совместном анализе данных полученная информация является не избыточной, а элементарной, при которой различные источники удачно дополняют друг друга [3]. Для того чтобы изображения обладали одновременно высоким пространственным и спектральным разрешениями разработано большое количество методов получения синтезированных мультиспектральных изображений, которые включают в себя такие этапы обработки изображений как: преобразование в различные цветовые модели, повышение частоты дискретизации, применение линейной, бикубической и других интерполяций, замена одной из компонент изображения и т.д. Комплексование изображений производят известными методами «pan-sharpening», основанными на следующих преобразованиях: HIS, PCA, Wavelet, Color Normalized (Brovey), ICA, Gram-Schmidt и др. [1, 2, 4, 5]. Основной идеей этих методов является извлечение из изображения с более высоким разрешением пространственной информации, отсутствующей на снимке с низким разрешением, чтобы затем внедрить ее в результирующее изображение. Вместе с тем эта процедура часто приводит к нарушению цветопередачи.

Целью работы является разработка технологии комплексования многоканальных данных для получения синтезированного изображения с улучшенными характеристиками дешифрируемости (информативности) и с отсутствием цветовых искажений на получаемом снимке.

Основная часть. Предлагаемая технология включает в себя несколько этапов преобразования как мультиспектрального, так и панхроматического изображений. Характерной чертой большинства фотограмметрических изображений является значительный удельный вес темных участков и сравнительно малое число участков с высокой яркостью. Поэтому первым этапом предлага-

ется провести эквализацию мультиспектрального и панхромного изображений, с помощью которой возможно откорректировать исходное изображение, выровняв интегральные площади участков с различными яркостями. Далее создаем полноцветные изображения, значения пикселей которых представлены в цветовой системе HSV (hue – цветовой тон, saturation – насыщенность, volume – яркость) HSVmul, HSVpan. Далее применяем к яркостной компоненте V вейвлет-преобразование, схема которого представлена на рисунке 1. После преобразуем полученное изображение в цветовую модель HSV. Улучшенной яркостной компонентой V^* заменяем соответствующую компоненту в изображении HSVmul и переходим в цветовую модель RGB.

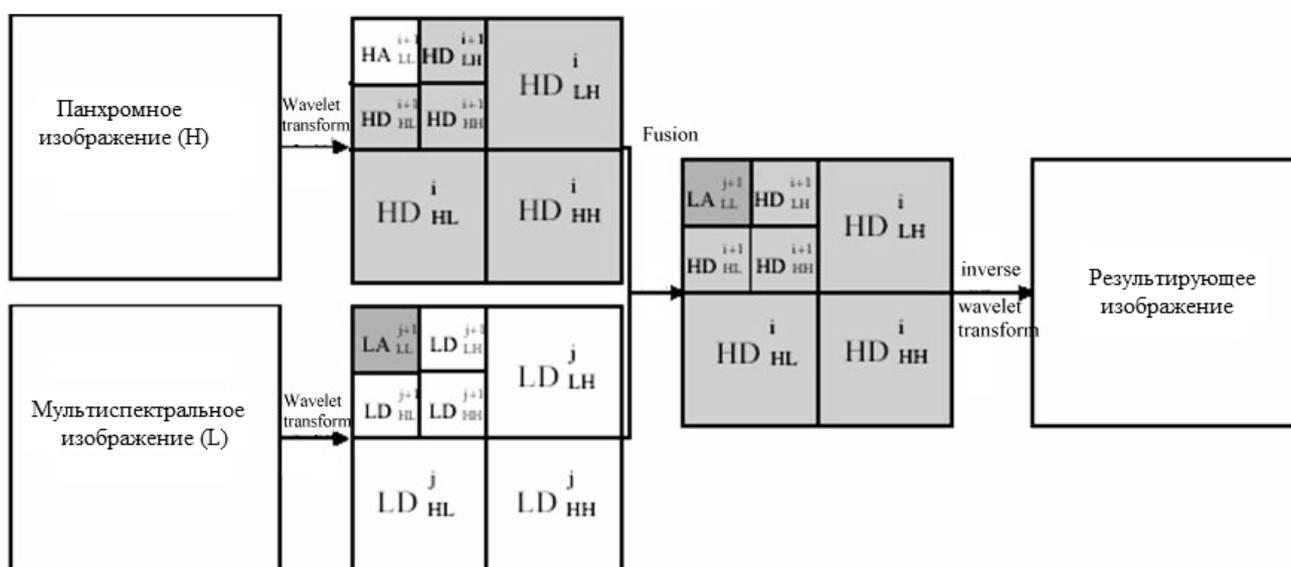


Рис. 1. Этап вейвлет-преобразования

На следующем этапе для определения статистически независимых производных признаков объектов, выделения и отображения их спектрального контраста переходим к использованию анализа независимых компонент (ICA). С анализом главных компонент тесно связаны такие понятия, как некоррелированность и гауссовский (нормальный) характер распределения данных, в то время как ICA связан со статистической независимостью и негауссовским распределением. Кроме того, оси не обязательно должны быть ортогональными. Модель, используемая в анализе независимых компонент, можно представить в виде:

$$y = H x, \quad (1)$$

где y — m -мерный случайный вектор, x — n -мерный случайный вектор с независимыми компонентами, H — некоторое неизвестное отображение $R^n \rightarrow R^m$, $m \geq n$.

Задача ICA формулируется как задача поиска такой проекции вектора y на линейное пространство векторов x , компоненты, которой были бы статистически независимы. При этом для анализа доступна только некоторая статистическая выборка значений случайного вектора y . В алгоритме нами предлагается

замена после преобразования ICA первой компоненты мультиспектрального изображения компонентой панхроматического изображения. Следующим этапом после замены является обратное преобразование ICA. Схема предлагаемой технологии комплексирования цифровых многоканальных изображений представлена на рисунке 2.

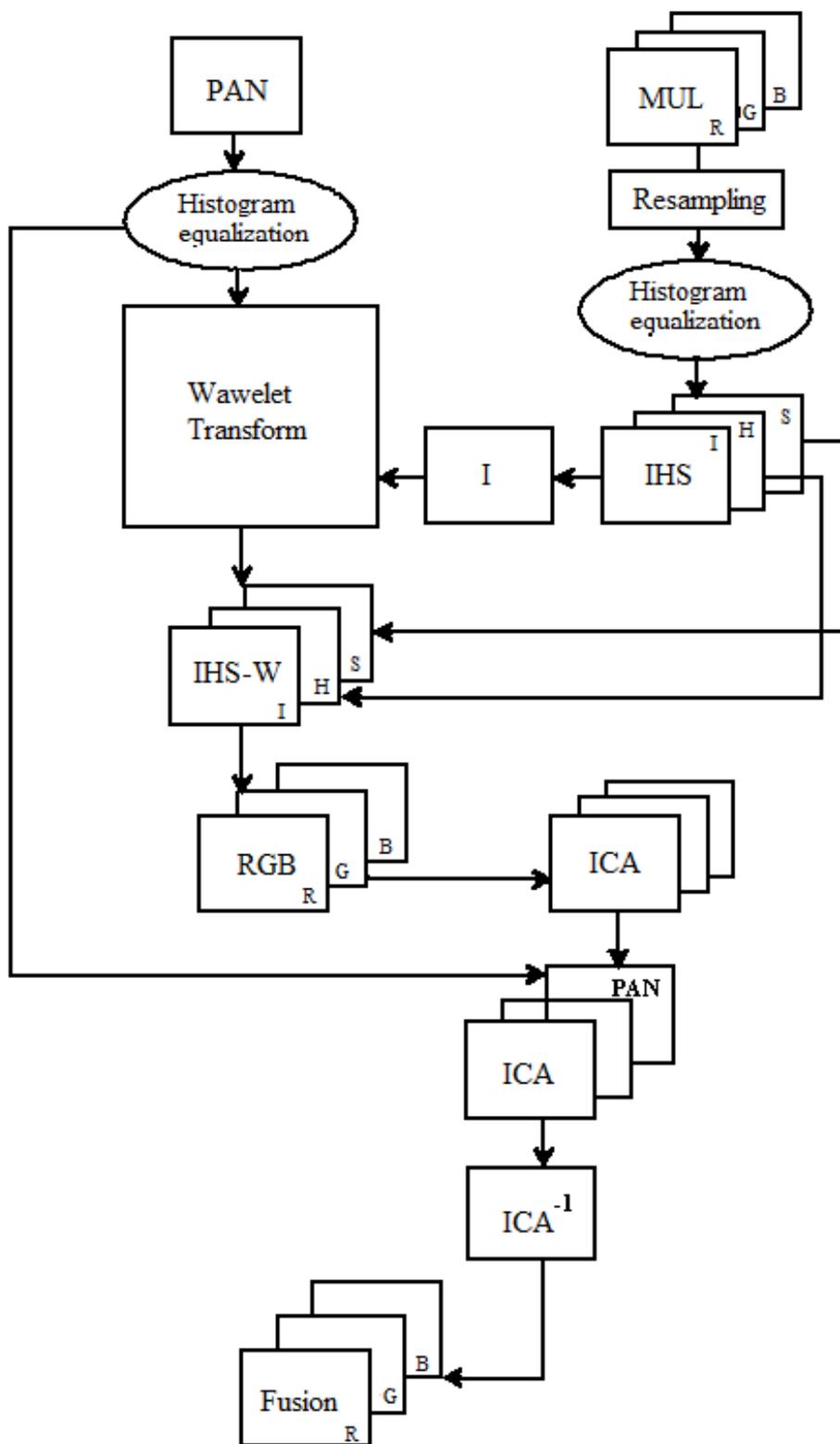


Рис. 2. Схема технологии комплексирования изображений

Предложенный алгоритм повышения информативности фотограмметрических видовых данных был реализован на первичных многоспектральных снимках, полученных спутником WorldView-2. На рисунке 3 представлены фрагменты двух космических изображений: а) изображение до обработки, б) синтезированное мультиспектральное изображение после комплексирования.



Рис. 3. Фрагменты мультиспектральных изображений WorldView-2 до (а) и после обработки (б)

Важную роль в цифровой обработке изображений играет оценка их качества. При этом в силу субъективности человеческого восприятия оценка визуального качества изображений представляет собой сложную трудноформализуемую проблему. В качестве меры информативности изображений часто используется понятие информационной энтропии Шеннона, устанавливающей среднее количество информации на пиксель изображения. Для полутонового изображения A с плотностью вероятности яркости пикселя $p(A)$ и интервалом возможных значений яркости $[0, 255]$, энтропия рассчитывается следующим образом:

$$E(A) = - \sum_{k=0}^{255} p_k(A) \times \log_2[p_k(A)]. \quad (2)$$

Часто в качестве оценки также используется коэффициент корреляции K , который отражает корреляцию между исходным мультиспектральным и синтезированным изображениями. Чем выше корреляция между указанными изображениями, тем лучше оценка спектральных значений. Идеальное значение коэффициента корреляции равно 1.

Для двух цифровых изображений A и B используется следующее выражение:

$$K = \frac{\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^M (A_{i,j} - \bar{A})(B_{i,j} - \bar{B})}{\sqrt{\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^M (A_{i,j} - \bar{A}) \sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^M (B_{i,j} - \bar{B})}}, \quad (3)$$

где \bar{A}, \bar{B} — средние значения соответствующих наборов данных; N, M — размеры изображений.

Полученные количественные оценки качества синтезированного изображения в сравнении с исходными данными представлены в таблице 1. В таблице указаны рассчитанные значения энтропии (2) для исходных мультиспектрального и панхромного изображений, а также для синтезированного изображения за предложенной технологией обработки (размер изображений 4000*4000 пикселей).

Таблица 1

Оценка информативности изображений

Изображения	Значения энтропии
Панхромное (Pan)	7.2798
Мультиспектральное (Mul)	7.1750
Синтезированное изображение (Fusion)	7.5589

В таблице 2 приведены значения коэффициента корреляции (3) для синтезированных мультиспектральных изображений, полученных отдельно известными методами слияния (ICA, HSV, Wavelet) и с использованием предложенного в работе алгоритма. Анализ результатов свидетельствуют о том, что синтезированное изображение с максимальной детализацией (информативностью) достигается при комплексировании по предложенной технологии с предварительной эквализацией исходных изображений.

Таблица 2

Оценка эффективности методов

Метод	Значения коэффициента корреляции		
	R	G	B
ICA	0.951	0.942	0.911
HSV	0.968	0.964	0.967
Wavelet	0.953	0.965	0.964
Предложенный (Fusion)	0.982	0.970	0.973

Выводы. Исследования показали, что предложенная технология комплексирования Equalisation-HSV-wavelet-ICA позволяет повысить пространственное разрешение исходного мультиспектрального изображения без нарушения цветопередачи, что является характерным для классических методов слия-

ния при обработке данных, полученных современными сканерными системами. Предложенный метод слияния изображений фактически может расширить возможности использования данных ДЗЗ, так как для многих областей, особенно для ГИС приложений, требуется, чтобы изображения обладали одновременно высоким пространственным и спектральным разрешениями.

Наши дальнейшие исследования будут посвящены разработке технологии комплексирования цифровых фотограмметрических изображений с использованием данных инфракрасного диапазона и лидарной съемки.

Список літератури

1. Pohl C. Multisensor image fusion in remote sensing: concepts, methods and applications / C. Pohl, J.L. Van Genderen // International journal of remote sensing. – 1998. – Vol. 19. – No. 5. – P. 823-854.
2. R. Schowengerdt. Remote Sensing: Models and Methods for Image Processing. New York: Academic Press; 2007.
3. Кисляков А.Н. Цветовое кодирование изображений в многоканальных системах дистанционного зондирования земной поверхности / О.Р. Никитин, А.Н. Кисляков // Вестник Рязанского государственного радиотехнического университета. – Рязань. – 2013, № 1. – С. 116-120.
4. Hnatushenko V. Computer technology more informative multispectral images of the earth surface / V. Hnatushenko, A. Safarov // Applied Geometry and Engineering Graphics. - K.: KNUBA, 2012. - Vol. 89. – С. 140-144.
5. Yuhendra Sumantyo. Performance Analyzing of High Resolution Pan-sharpening Techniques: Increasing Image Quality for Classification using Supervised Kernel Support Vector Machine / Yuhendra Sumantyo [Электронный ресурс] - <http://scialert.net/abstract/?doi=rjit.2011.12.23>.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 15.04.2014*

УДК 65.011.56:656.073:622.611

© І.В. Козіна

АЛГОРИТМ УПРАВЛІННЯ ПРОЦЕСАМИ ОПТИМІЗАЦІЇ ТРАНСПОРТНО-ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ ПРИ ПЕРЕМІЩЕННІ ДОПОМІЖНИХ ВАНТАЖОПОТОКІВ

Предложен алгоритм усовершенствования автоматизированной системы диспетчерского управления (АСДУ) для управления процессами доставки грузов к подготовительным забоям угольных шахт. Выполнена оптимизация технологической транспортной схемы, что позволяет экономить энергию локомотива, затраченную при транспортировании вспомогательных грузопотоков.

Запропоновано алгоритм вдосконалення автоматизованої системи диспетчерського управління (АСДУ) для управління процесами доставки вантажів до підготовчих вибоїв вугільних шахт. Виконана оптимізація технологічної транспортної схеми, що дозволяє економити енергію локомотива, витрачену при транспортуванні допоміжних вантажопотоків.

The algorithm of improvement in automation systems of traffic control of material flows in coal mines is considered. This algorithm of transport process control and improvement of transport technological scheme of material flows to make energy consumption of the locomotive times less.

Технічні системи підземного транспорту відносяться до класу ієрархічних систем, тобто виробничі процеси вугільних шахт можна представити у вигляді наступних рівнів (рис.1) [1].

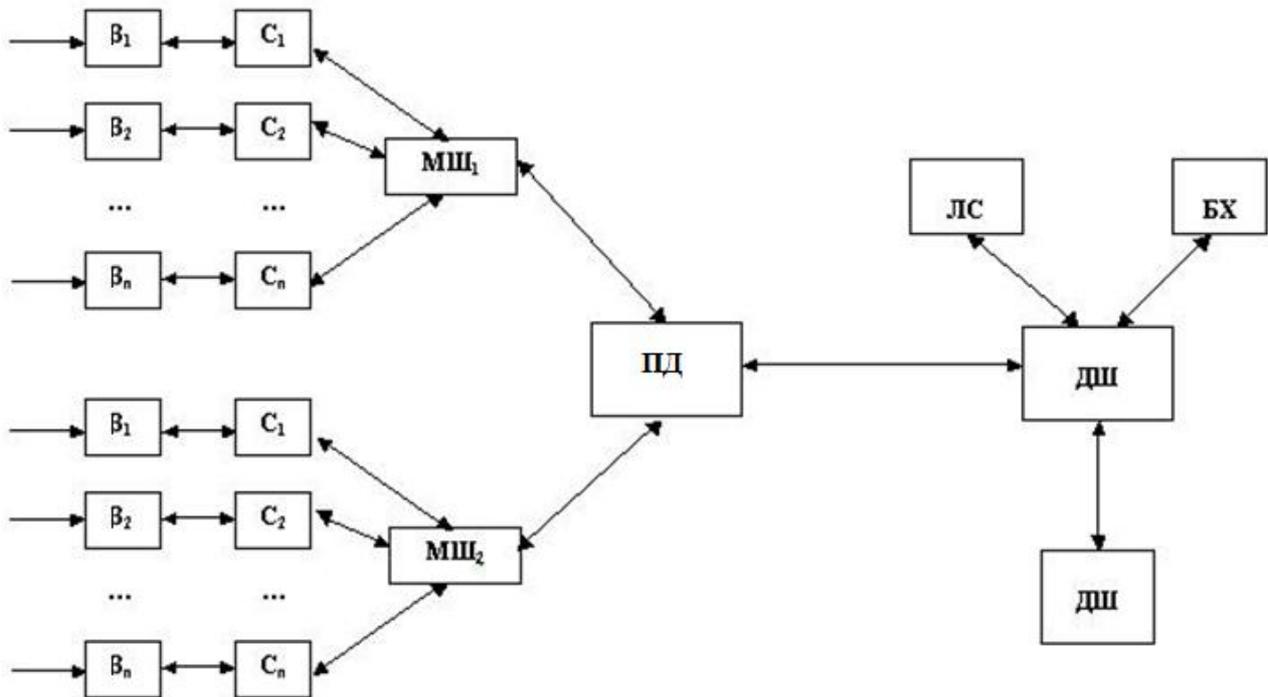


Рис. 1. Система підземного транспорту: $B_1, B_2 \dots B_n$ – вибої шахти; $C_1, C_2, \dots C_n$ – сполучення; $MШ_1, MШ_2$ – магістральний штрек; ПД – пристовбурний двір; ДШ – диспетчер шахти; БХ – бухгалтерія; ЛС – лісний склад

Системи транспорту вугільних шахт на сьогоднішній день є одними з енергоємних. При процесах транспортування вантажопотоків необхідно враховувати не лише довжину маршруту між вибоями, але і його фізичні характеристики: уклон, стан поверхні рейок та ін.

Відносно шахтних вантажопотоків це може бути зумовлено наслідком різноманітних причин:

- постійною мінливістю підземних транспортних виробок і тягових характеристик локомотива за експлуатаційними параметрами, коли для менших відстаней витрачається велика енергія руху локомотива (електрична, механічна);
- наявністю експериментальних непланованих ситуацій (схід локомотива з рейок, ремонт колії, простій та ін.) [2].

Через складності управління процесами транспортування шахтних вантажопотоків оперативність їх роботи значно знижується. Система оперативно-виробничого контролю допоміжними вантажопотоками є однією з основних підсистем єдиної системи управління вугільної шахти.

Значним елементом складної інформаційної системи є підсистема диспетчерського управління, яка забезпечує ефективність роботи технологічних схем внутрішньошахтних вантажопотоків.

Основною метою підсистеми диспетчерського управління є забезпечення потреб в інформації та визначенні режимів її переміщення.

На вугільних шахтах у диспетчерських пунктах інформація обробляється за допомогою відповідних автоматизованих систем управління технологічними процесами, які дозволяють отримувати й обробляти дані, що використовуються для ефективного контролю процесом функціонування внутрішньошахтного транспорту. Надання своєчасної достовірної інформації від різних технологічних об'єктів шахти, контроль матеріальних потоків і оптимізація завдань управління процесами транспортування вантажів є основними функціями АСДУ. Процедура обробки інформації на вугільних шахтах виконується за наступною схемою (рис. 2) [3].

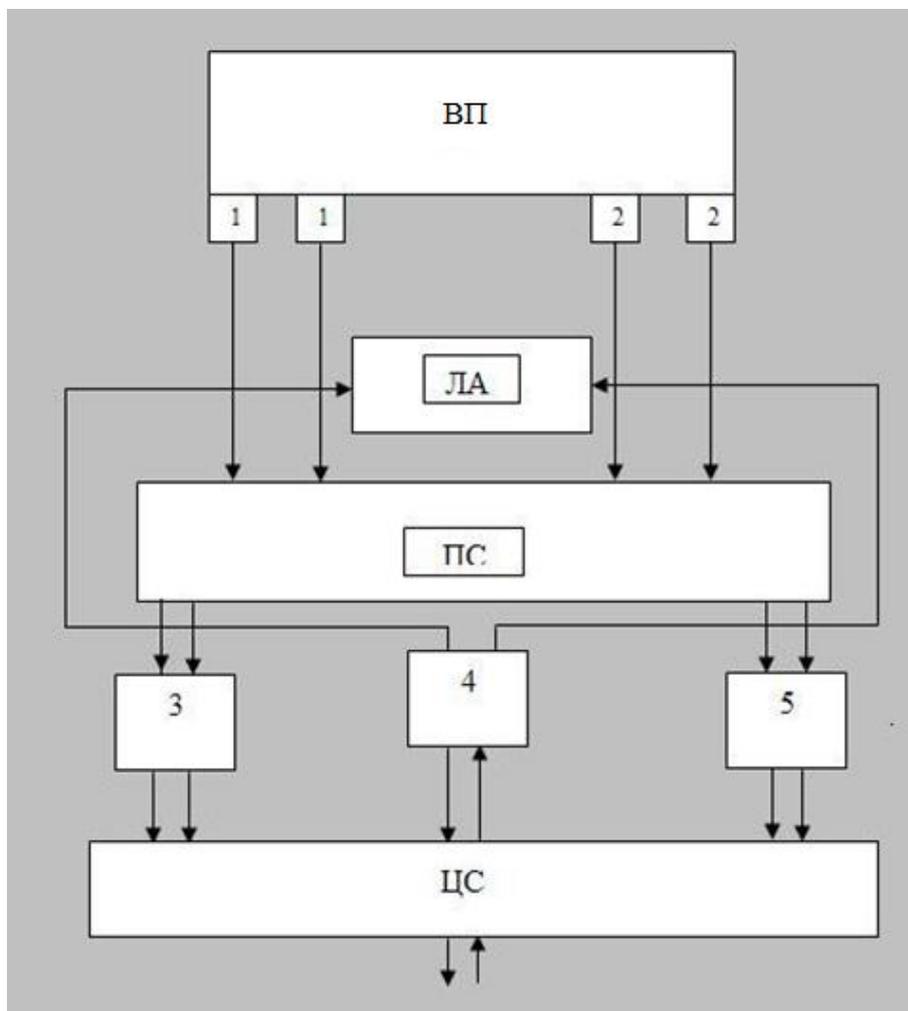


Рис. 2. Процедура системи обробки інформації на рівні шахти: ВП – виробничий процес; ЛА – локальні автомати; ПС – переносна система інформації усередині шахти; ЦС – центральна система обчислень; 1, 2 – датчики, виконавчі елементи; 3 – машинний ввід даних; 4 – абонентна одиниця; 5 – машинна видача інформації для управління шахтою

АСДУ відноситься до класу складних динамічних систем. Характерною ознакою цього класу є безліч об'єднаних між собою елементів, які виконують окремі процеси управління. Обсяг інформації, що надають в підсистему диспетчерського управління, в кожному випадку вибирається виходячи з особливостей шахти, рівня автоматизації кожного комплексу окремо та структури управління шахти у цілому.

Як правило, в основу алгоритмів автоматизованих систем диспетчерського управління закладено процеси транспортування основних вантажопотоків шахт.

Шахтними дослідженнями встановлено, що одним із факторів, що спричиняють несприятливий вплив на економічну ефективність вугільної шахти в цілому, є надто високі витрати на транспортування вантажопотоків.

Допоміжні вантажопотоки більшою мірою, ніж основні, зазнають впливу гірничо-геологічних, гірничотехнічних і організаційних чинників.

Існуючі АСДУ потребують подальшого розвитку для вирішення питань щодо вдосконалення процесів доставки допоміжних вантажопотоків. Для цього необхідно розробити методи вирішення завдань оптимального транспортування матеріальних ресурсів і запропонувати відповідні процедури їх рішення.

У диспетчерських пунктах вугільних шахт існує низка систем для управління виробничим процесом – Scada (Supervisory Control And Data Acquisition) – це сукупність апаратно-програмних засобів, що забезпечують можливість моніторингу, аналізу й управління параметрами технологічного процесу людиною. Вона є складовою частиною автоматизованої системи.

Комплекс інструментальних засобів і виконавчих модулів Scada-системи призначений для створення автоматизованих робочих місць операторів по спостереженню за станом технологічного процесу й управлінню ним.

Scada є складним багатфакторним об'єктом, вхідні та вихідні змінні якого залежать від численних випадкових (контрольованих і неконтрольованих) чинників. До таких чинників в першу чергу слід віднести: випадкові зміни, що відбуваються в об'єкті управління і призводять до зміни коефіцієнтів моделі фізичного процесу; зміни в структурі моделі через зміни обмежень на змінні стану й управління; зміни в навколишньому середовищі [3].

Облік випадкових чинників у математичній моделі процесу призводить до поняття імовірнісних моделей. Звідси випливає специфічна вимога до математичного опису об'єкта, тобто необхідність вибору такої імовірнісної функції перетворення, яка б дала змогу на етапі управління об'єктом врахувати випадковий характер даного перетворення.

У [4] запропонована вдосконалена автоматизована система диспетчерського управління розробленими математичними моделями і методами (рис. 3) і складена процедура обробки вихідних даних (рис. 4), в основу якої закладені процеси транспортування підготовчих вантажопотоків шахт.

Програмний продукт дозволяє економити енергетичні ресурси мережі з врахуванням зміни характеристики траси і кількості вантажу, що доставляється, в підготовчі вибої шахтним транспортом.

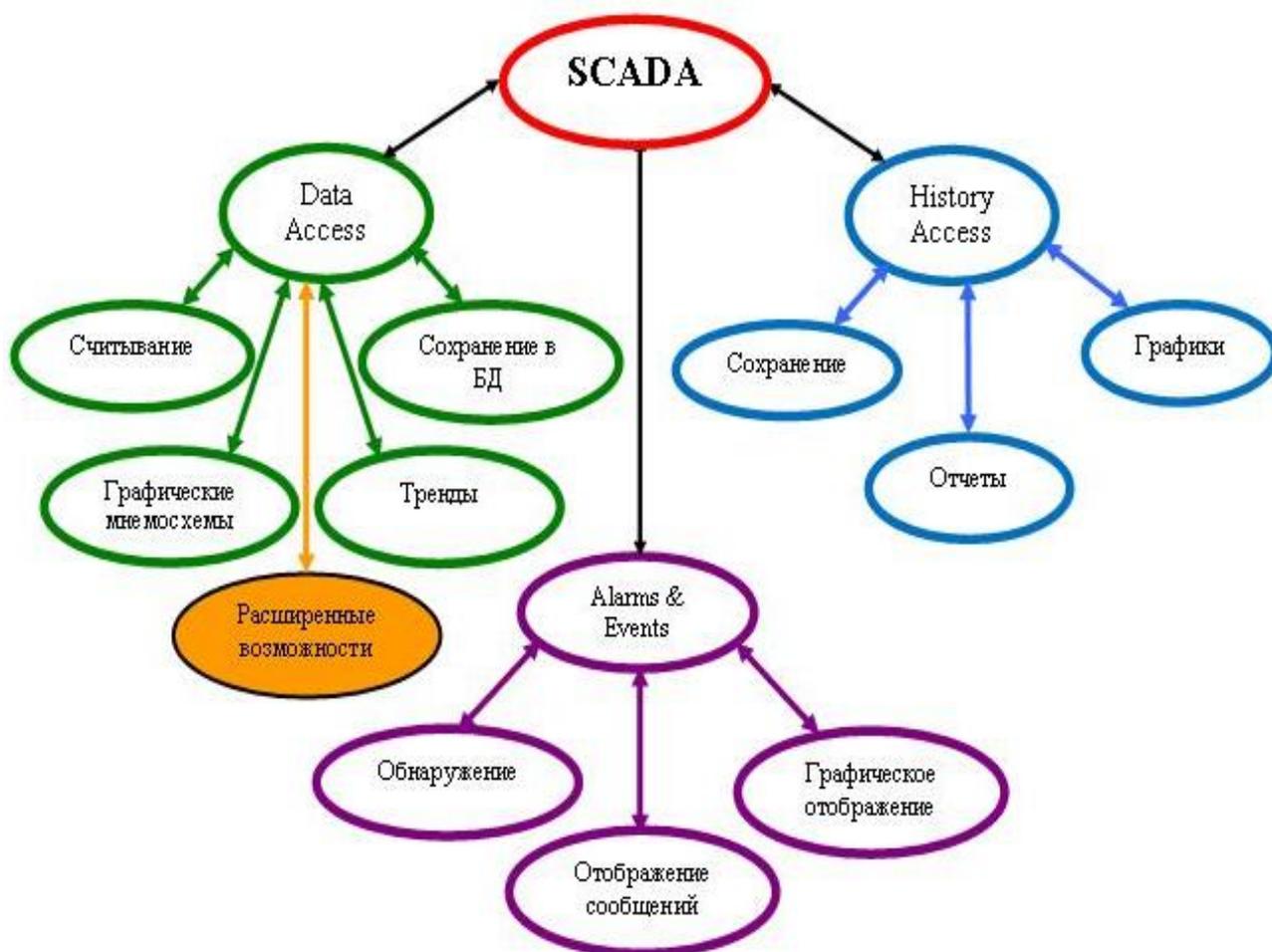


Рис. 3. Вдосконалена структура системи SCADA

Вдосконалена математична модель процесів доставки вантажів до підготовчих вибоїв вугільних шахт дозволяє наступне:

- управління процесами транспортування вантажів технологічних транспортних схем різної складності;
- виконання аналізу результативності використання оптимальних схем для переміщення допоміжного транспорту, враховуючи його основні функції, обсяг вантажу, що перевозиться, між підготовчими вибоями і до пристовбурного двору;
- оптимізація технологічної транспортної схеми, що дає змогу економити енергію, витрачену при доставці вантажів.

Для запропонованої автоматизованої системи диспетчерського управління розроблено алгоритм, який використовується для управління процесами транспортування матеріалів і устаткування в підготовчі вибої вугільних шахт.

На доставку підготовчих матеріалів і устаткування при управлінні процесами транспортування як критерій оптимізації пропонуються мінімальні сумарні витрати енергії локомотива.

Запропонований алгоритм дає можливість удосконалити транспортно-технологічні схеми при доставці вантажів, економити енергію локомотива приблизно в 1,2 рази, що у свою чергу впливає на економію витрат не лише при

управлінні процесами транспортування вантажопотоків, а й на підвищення економічної ефективності вугільної шахти у цілому [5].

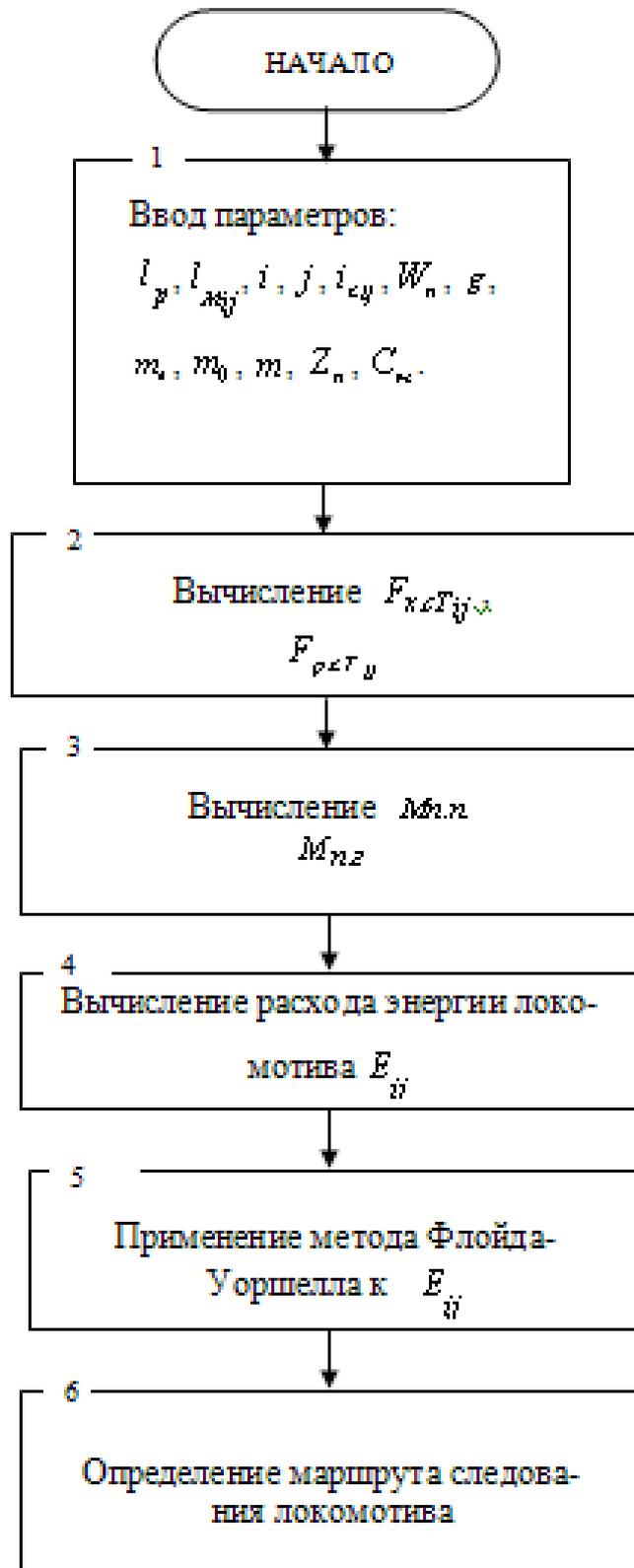


Рис. 4. Схема процедури визначення маршруту руху локомотива

Таким чином, дана система є гнучкою у вирішенні питань організації й управління гірничо-підготовчими роботами, яка дозволяє з достатньою точністю перерозподіляти допоміжні вантажопотоки для забезпечення своєчасного введення в експлуатацію нових лав за мінімальних витрат на їх підготовку.

Список літератури

1. Козина И.В. Применение комбинированных методов управления транспортно-технологическими подсистемами угольных шахт / И.В. Козина // 13-а Міжнародна конференція з автоматичного управління (Автоматика -2006), 25 – 28 вересня 2006 р.: тези доп. – Вінниця. – С. 222.
2. Научное обоснование производительности транспортно-технологических схем и параметров шахтного транспорта высокого технического уровня: отчет о НИР / Национальный горный университет; руководитель Л.Н. Ширин – № ГР 0105U000520. – Д.: НГУ, 2006. – 126 с.
3. Автоматизация и регулирование транспортных процессов на угольных предприятиях: сб. трудов/ Тр. ин-та. М., Недра, 1983, С. 95.
4. Решения HMI/SCADA – системы [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.scada.com.ua/>
5. Оптимізація процесів управління допоміжними вантажопотоками вугільних шахт: Монографія / Козіна І. В. – Дніпропетровськ: Державний ВНЗ «НГУ», 2013. – 96 с.
6. Козіна І.В. Обґрунтування параметрів транспортно-технологічних схем управління вантажопотоками вугільних шахт / І.В. Козіна // Геотехническая механика: межвед. сб. научных трудов. – Днепропетровск, 2013. – Вып. 109. - С. 119-126.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мещеряковим Л.І.
Надійшла до редакції 23.09.2014*

УДК 621.926

© И.В. Новицкий, Ю.А. Шевченко

АДАПТИВНАЯ СИСТЕМА УПРАВЛЕНИЯ ЗАГРУЗКОЙ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Запропонована та досліджена адаптивна система управління завантаженням барабаних млинів самоподріблення. Виконан аналіз особливостей роботи та налаштування цієї системи.

Предложена и исследована адаптивная система управления загрузкой барабанных мельниц самоизмельчения. Выполнен анализ особенностей работы и настройки этой системы.

Proposed and investigated adaptive load control tumbling mills. Analyzed the operation and configuration features of the system.

Актуальность и суть проблемы исследований. Технологическая эффективность процессов самоизмельчения руд перед обогащением во многом определяется качеством управления степенью заполнения мельницы измельчаемым материалом.

Поэтому практически всегда в составе технологической линии рудоподготовки перед обогащением присутствует система управления степенью заполнения мельницы (рис.1).

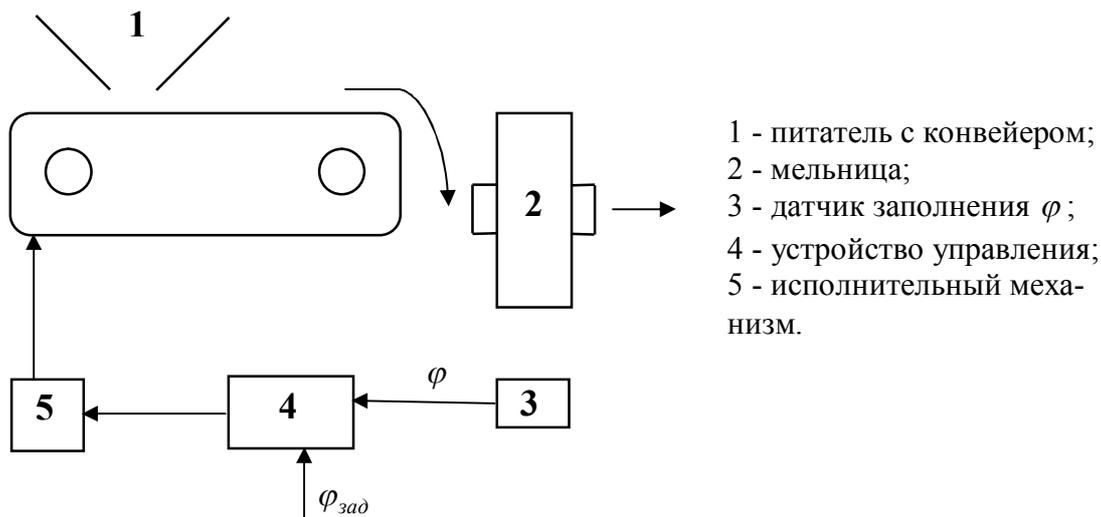


Рис. 1. Функциональная схема системы управления степенью заполнения мельницы

Такие системы управления обычно стабилизируют степень заполнения мельницы φ на уровне задания $\varphi_{зад}$ путем изменения через исполнительный механизм 5 режима работы питателя 1.

Одним из основных факторов, определяющих практическую эффективность таких систем управления, является точность оперативной оценки степени заполнения мельниц φ .

Изложение основного материала. Мельницу самоизмельчения с питателем представим как инерционное звено второго порядка [1], а в устройстве управления реализуем типовой ПИД – закон регулирования. Тогда структурная схема основного контура системы будет соответствовать рис. 2а:

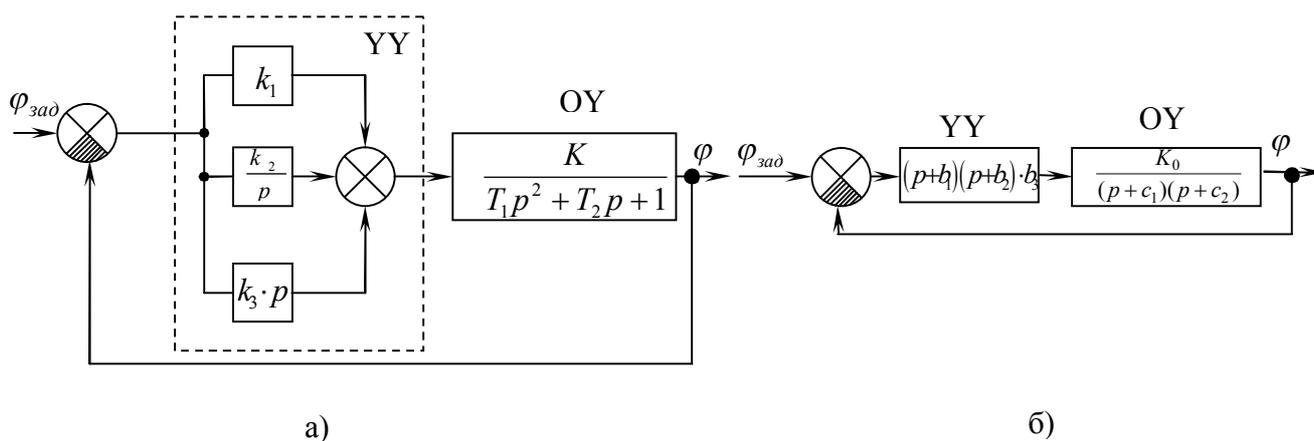


Рис. 2. Структурные схемы основного контура управления системы

Как следует из практики, переходные процессы в объекте управления при регулировании заполнения не имеют колебательного характера. Значит корни

характеристического уравнения модели объекта – действительные и его передаточная функция имеет вид:

$$W_{oy}(p) = \frac{K_0}{(p + c_1)(p + c_2)}$$

Передаточную функцию ПИД - регулятора представим так:

$$W_{рег}(p) = \frac{(p + b_1)(p + b_2)b_3}{p}$$

Тогда структурная схема основного контура будет соответствовать рис. 2б.

Расчет параметров регулятора с целью получения желаемых переходных процессов в основном контуре не вызывает трудностей. Однако, задача существенно усложняется, поскольку объект управления является нестационарным. Так, при неизменной структуре модели объекта его параметры - K_0 , c_1 , c_2 меняются в широком диапазоне. Параметрическая нестационарность модели объекта обусловлена в основном изменением свойств измельчаемого материала. Как следует из литературы [2], время спада автокорреляционной функции основных физико-механических характеристик руды составляет несколько часов, что значительно больше постоянных времени объекта - T_1 и T_2 , значения которых составляют обычно несколько минут. Таким образом, для данного случая выполняется условие квазистационарности объекта и целесообразно применение адаптивной самонастраивающейся системы управления [3].

Предположим, что в основном контуре (рис. 2б):

$$b_1 = c_1 \tag{1}$$

$$b_2 = c_2$$

При выполнении (1) последовательно соединенные регулятор и объект будут иметь передаточную функцию:

$$W_{сист}(p) = \frac{b_3 K_0}{p},$$

а передаточная функция основного контура по каналу « $\varphi_{зад} - \varphi$ » будет иметь свойства апериодического звена с постоянной времени $\frac{1}{b_3 K_0}$, которая должна

быть равна желаемой $T_{жел} = \frac{1}{\alpha}$:

$$W_{жел}(p) = \frac{b_3 K_0}{p + b_3 K_0}.$$

Значит, целью самонастройки адаптивной системы, является поддержание равенств:

$$\begin{aligned}
 b_1 &= c_1 \\
 b_2 &= c_2 \\
 b_3 K_0 &= \alpha
 \end{aligned}
 \tag{2}$$

Укрупненная структурная схема адаптивной системы изображена на рис.3.

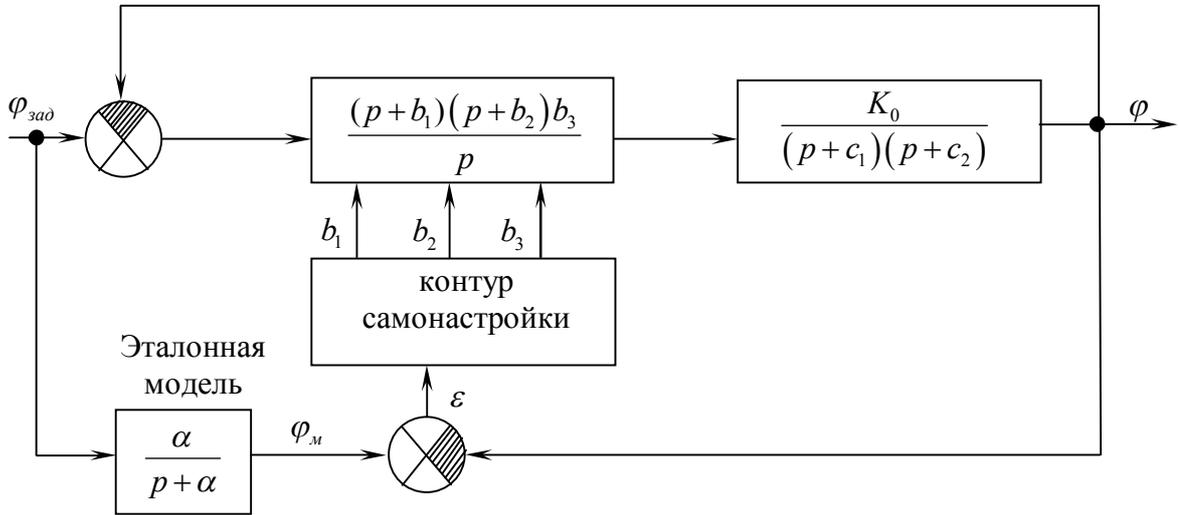


Рис. 3. Укрупненная структурная схема адаптивной СНС

Настройка параметров регулятора b_1 , b_2 , b_3 производится на основе сравнения желаемого $\varphi_m(t)$ и действительного $\varphi(t)$ процессов изменения степени заполнения мельницы. Критерий самонастройки выбираем в виде квадрата ошибки:

$$I = \frac{1}{2} \varepsilon^2 = \frac{1}{2} (\varphi_i - \varphi)^2
 \tag{3}$$

Детализация структуры контура самонастройки выполняется на основе метода вспомогательных операторов [3]. Настройка параметров регулятора производится по закону:

$$\frac{db_i}{dt} = -\gamma \frac{\partial I}{\partial b_i} \quad i = \overline{1,3}
 \tag{4}$$

Здесь γ_i - коэффициент, определяющий скорость настройки и влияющий на устойчивость адаптивной системы. Преобразуем (4) с учетом (3):

$$\frac{db_i}{dt} = -\gamma_i \frac{\partial I}{\partial \varepsilon} \cdot \frac{\partial \varepsilon}{\partial b_i} = -\gamma_i \cdot \varepsilon \frac{\partial (\varphi_i - \varphi)}{\partial b_i} \quad i = \overline{1,3}
 \tag{5}$$

В (5) φ_i не зависит от параметров регулятора b_i , а $\varphi = \Phi(p)$ - передаточная функция замкнутого основного контура. Тогда:

$$\frac{db_i}{dt} = -\gamma_i \varepsilon \frac{\partial \Phi(\sigma)}{\partial b_i} \varphi_{зад} \quad i = \overline{1,3} \quad (6)$$

Основная задача состоит в определении функцией чувствительности $\frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_i}$. Отметим, что $\Phi(p) = \frac{\alpha}{p+\alpha}$ только когда выполняются условия (2), т.е. когда система настроена. В общем случае, когда условие (2) не выполняется:

$$\begin{aligned} \Phi(p) &= \frac{k_0 b_3 (p+b_1)(p+b_2)}{p(p+c_1)(p+c_2) + k_0 b_3 (p+b_1)(p+b_2)} \\ \frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_1} &= \frac{k_0 b_3 (p+b_2)(p+c_1)(p+c_2) \cdot p}{[p(p+c_1)(p+c_2) + k_0 b_3 (p+b_1)(p+b_2)]^2} \\ \frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_2} &= \frac{k_0 b_3 (p+b_1)(p+c_1)(p+c_2) \cdot p}{[p(p+c_1)(p+c_2) + k_0 b_3 (p+b_1)(p+b_2)]^2} \\ \frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_3} &= \frac{k_0 (p+b_1)(p+b_2)(p+c_1)(p+c_2)p}{[p(p+c_1)(p+c_2) + k_0 b_3 (p+b_1)(p+b_2)]^2} \end{aligned}$$

При выполнении (2) функции чувствительности равны:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_1} &= \frac{p\alpha}{(p+b_1)(p+\alpha)^2} \\ \frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_2} &= \frac{p\alpha}{(p+b_2)(p+\alpha)^2} \\ \frac{\partial \Phi(p)}{\partial b_3} &= \frac{p\alpha}{b_3(p+\alpha)^2} \end{aligned} \quad (7)$$

С учетом (6) и выражений для частных производных (7) окончательно получим законы настройки параметров регулятора:

$$\begin{aligned} \frac{db_1}{dt} &= \gamma_1 \varepsilon \frac{p\alpha}{(p+b_1)(p+\alpha)^2} \cdot \varphi_{зад} \\ \frac{db_2}{dt} &= \gamma_2 \varepsilon \frac{p\alpha}{(p+b_2)(p+\alpha)^2} \cdot \varphi_{зад} \\ \frac{db_3}{dt} &= \gamma_3 \varepsilon \frac{p\alpha}{b_3(p+\alpha)^2} \cdot \varphi_{зад} \end{aligned} \quad (8)$$

Выражения (8) определяют структуру контура самонастройки, и, следовательно, структурную схему всей адаптивной системы (рис.4)

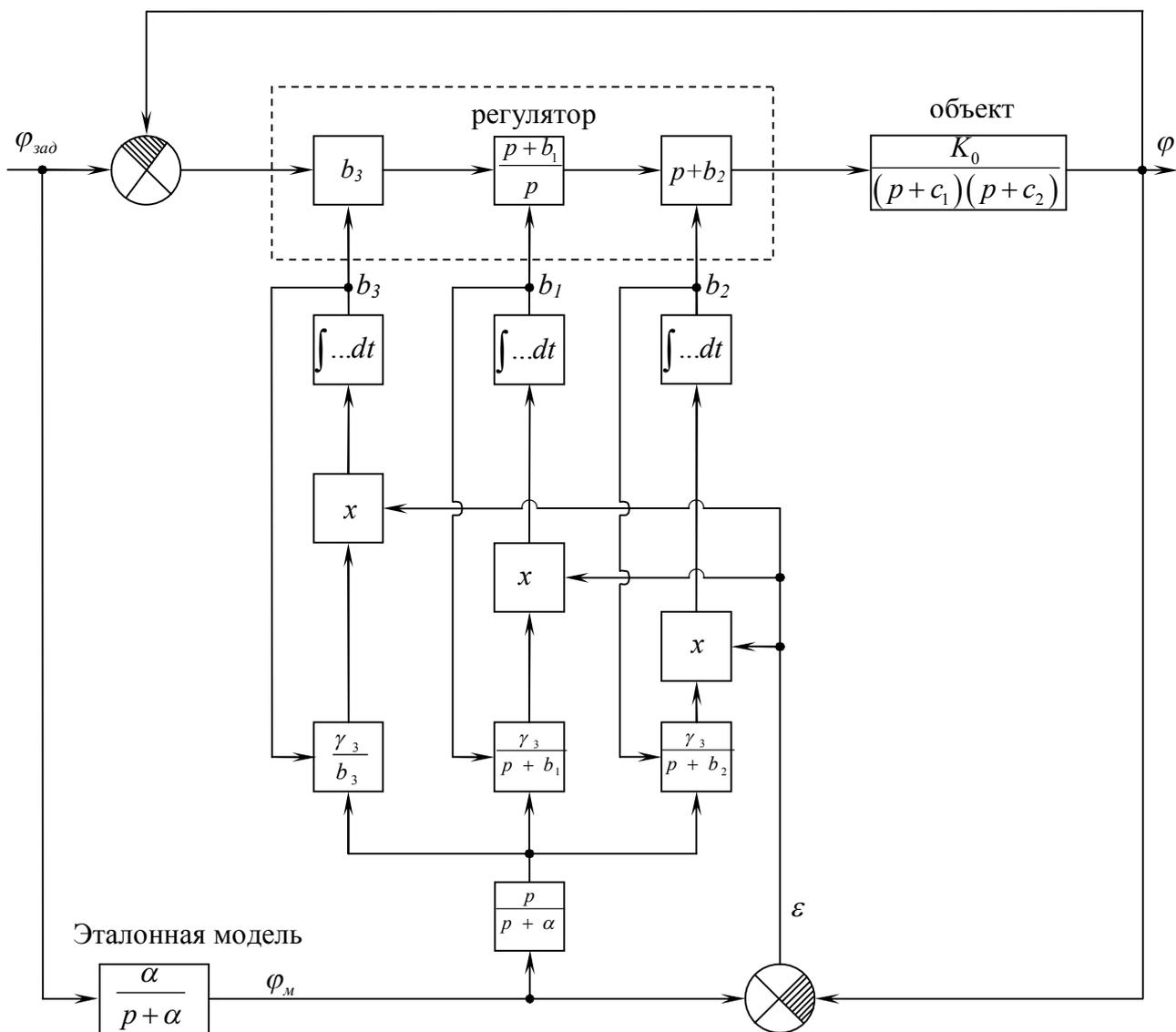


Рис. 4. Структурная схема адаптивной системы управления
заполнением мельницы

Расчет процессов настройки параметров регулятора b_1 b_2 b_3 при изменении параметров объекта управления C_1 C_2 K_0 был выполнен численным методом Δt . Изменение параметров объекта осуществлялось в диапазоне $\pm 20\%$ от номинальных значений, что соответствует реальным данным.

Выводы и перспективы дальнейших исследований. В результате анализа особенностей работы системы было установлено следующее:

1. Существуют оптимальные значения коэффициентов γ_1 γ_2 γ_3 определяющих скорость настройки системы, при которых время настройки минимально, а перерегулирование - не более заданного.

2. При оптимальных значениях γ_1 γ_2 γ_3 даже в наиболее тяжелых условиях (одновременное мгновенное изменение всех трех параметров объекта управления на максимальную величину) данная система (рис.4) обеспечивает время

настройки не более 300м, что свидетельствует о практической целесообразности и эффективности применения данного подхода для регулирования степени заполнения мельниц.

Список литературы

1. Марюта А.Н., Качан Ю.Г., Бунько В.А. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик [Текст] : Учебник для вузов. М., Недра, 1983.-277с.
2. Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях [Текст] : Справочное пособие / Под ред. В.С. Виноградова. - М., Недра, 1984-167с.
3. Солодовников В.В., Шрамко Л.С. Расчет и проектирование аналитических самонастраивающихся систем с эталонными моделями. М., Машиностроение, 1972.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 05.06.2014*

УДК 681.5.015

© В.Л. Соседка, Р.А. Мазур

ПАРАМЕТРИЧЕСКАЯ ИДЕНТИФИКАЦИЯ ЛИНЕЙНЫХ СТАЦИОНАРНЫХ ОБЪЕКТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ Z-ПРЕОБРАЗОВАНИЯ

Рассмотрена прямая задача: по известным передаточным функциям определены переходные функции. Показано как на базе этого алгоритма с помощью принципиально не сложных арифметических вычислений решается обратная задача - получение передаточной функции объекта по известным ординатам его переходной характеристики.

Розглянуто пряму задачу: за відомими передавальними функціями знайдено перехідні характеристики. Показано як ґрунтуючись на цій алгоритм за допомогою арифметичних обчислювань, що не є принципово складні, вирішується зворотна задача – отримання передавальної функції об'єкту за відомими ординатами його перехідної характеристики.

The direct task is examined. The transition functions are found on the basis of the known transfer functions. The inverse problem is solved on the basis of the fundamentally simple arithmetic calculations. The technique of the transfer function calculation by the known ordinates of the transient response is grounded.

Набор в поисковой системе Google фразы «параметрическая идентификация» возвращает более 65 тыс. результатов. Но, несмотря на большое количество посвященных параметрической идентификации работ, до сих пор актуальна основная проблема идентификации – «построение хорошей и надежной модели ценой посильных трудозатрат» [1]. Под трудозатратами в [1] понимаются ресурсы, необходимые для выполнения четырех основных этапов: планирование эксперимента, выбор модели, выбор критерия (метода) идентификации, оценка степени достоверности полученной модели.

Рассмотрим основные этапы идентификации применительно к линейному стационарному объекту. Под планированием эксперимента понимается выбор

измеряемых входных и выходных сигналов, определение интервала выборки T_s и количество выборок N . Очевидно, что наименее трудоемким на практике представляется определение временных характеристик исследуемого объекта, причем наиболее предпочтительно получение переходной характеристики [2–3]. Выбор модели не представляет сложности, поскольку в уже упомянутой фундаментальной работе [1] отмечается, что наиболее естественным способом описания линейного стационарного объекта является его представление в виде передаточной функции. Таким образом, применительно к линейному стационарному объекту, целью идентификации является выбор метода, обеспечивающего получение максимально достоверных параметров модели объекта - коэффициентов передаточной функции. Известно множество основанных на анализе переходных процессов и частотных характеристик методов, рекуррентные методы поиска параметров (адаптивное предсказывание) и т.д. Эти методы обеспечивают высокую достоверность получаемой модели, однако характеризуются значительным объемом вычислений и требуют большое количество выборок измеряемых сигналов.

Целью данной работы является обоснование метода, позволяющего аналитически рассчитать параметры передаточной функции, используя минимальное количество выборок измеряемых входных и выходных сигналов переходной характеристики исследуемого линейного стационарного объекта или системы.

В одних случаях структура объекта известна и, следовательно, известен вид передаточной функции и идентификация сводится к определению значений коэффициентов этой передаточной функции. В других случаях структура объекта точно не известна и следует не только определить коэффициенты передаточной функции, но и предложить саму передаточную функцию объекта. Теоремы о начальном и конечном преобразовании Лапласа связывают предельные значения переходной характеристики с ее изображением. Согласно этим теоремам начальные значения переходной характеристики определяются участком высоких частоте ее частотной характеристики, а конечные значения - участком низких частот. Средний участок переходной характеристики определяется участком частотной характеристики, лежащей в области частот среза. Связи между переходной характеристикой и ее изображением следует учитывать при синтезе передаточной функции объекта. Дело в том, что измеряемые точки переходной характеристики, по которым работает метод идентификации, могут быть выбраны произвольно. Поэтому от выбора точек на переходной характеристики зависит, в некоторой степени, какой частотный спектр наиболее полно будет представлен синтезируемой передаточной функцией.

Для примера рассмотрим случай, когда структура объекта известна. Цель идентификации – определить коэффициенты a_1 и a_2 передаточной функции второго порядка

$$W(p) = \frac{1}{a_2 p^2 + a_1 p + 1}, \quad (1)$$

где p – оператор дифференцирования Лапласа.

При подаче на вход объекта с передаточной функцией (1) ступенчатого воздействия изображение ее переходной характеристики примет вид

$$H(p) = \left\{ \frac{1}{p} \right\} W(p) = \frac{1}{a_2 p^3 + a_1 p^2 + p}. \quad (2)$$

Преобразуем выражение (2) к виду фильтра по убывающим степеням p

$$H(p) = \frac{p^{-3}}{a_2 + a_1 p^{-1} + p^{-2}}. \quad (3)$$

В соответствии с [4], непрерывным операторам вида p^{-k} соответствуют z - передаточные функции

$$\begin{cases} p^{-1} = \frac{T_s(1+z^{-1})}{2(1-z^{-1})}; \\ p^{-2} = \frac{T_s^2(1+10z^{-1}+z^{-2})}{12(1-z^{-1})^2}; \\ p^{-3} = \frac{T_s^3(z^{-1}+z^{-2})}{2(1-z^{-1})^3}, \end{cases} \quad (4)$$

где z – комплексная переменная.

Подстановка (4) в (3) позволяет осуществить переход от непрерывной передаточной функции к ее дискретному эквиваленту

$$H(z) = \frac{6T_s^3(z^{-1}+z^{-2})}{A_0 + A_1 z^{-1} + A_2 z^{-2} + A_3 z^{-3}}, \quad (5)$$

где коэффициенты $A_0 = 6a_1 T_s + 12a_2 + T_s^2$; $A_1 = -6a_1 T_s - 36a_2 + 9T_s^2$; $A_2 = -6a_1 T_s + 36a_2 - 9T_s^2$; $A_3 = 6a_1 T_s - 12a_2 - T_s^2$.

Известно, что операторы z и p связаны соотношением $z = e^{T_s p}$, откуда $p = \frac{1}{T_s} \ln z$. То есть для определения ординат дискретной решетчатой функции

необходимо выражение (5) умножить на коэффициент $\frac{1}{T_s}$, и разделить числитель на знаменатель. В результате выполнения данных математических операций получается ряд дискретных отсчетов, определяющих ординаты переходной характеристики

$$h(z) = \frac{6T_s^2}{A_0} z^{-1} + \frac{6T_s^2(A_0 - A_1)}{A_0^2} z^{-2} + \frac{6T_s^2(-A_2 A_0 - A_0 + A_1)}{A_0^3} z^{-3} + \dots \quad (6)$$

Анализ (6) показывает, что ординаты переходной характеристики в дискретные моменты времени однозначно связаны с параметрами передаточной

функции объекта a_1 и a_2 . То есть, для определения искомым параметров исследуемой в примере передаточной функции необходимо экспериментально снять две точки переходной характеристики и, пользуясь выражениями (5) и (6), составить систему алгебраических уравнений.

Например, пусть в результате эксперимента получены значения переходной характеристики для первого $h(1T_s)$ и второго $h(2T_s)$ интервалов дискретности. В этом случае основанная на (6) система алгебраических уравнений примет вид

$$\begin{cases} h(1T_s) = \frac{6T_s^2}{6a_1T_s + 12a_2 + T_s^2}; \\ h(2T_s) = \frac{6T_s^2(12a_1T_s + 48a_2 - 8T_s^2)}{(6a_1T_s + 12a_2 + T_s^2)^2}, \end{cases}$$

откуда искомые параметры передаточной функции

$$\begin{cases} a_1 = \frac{3T_s}{8} \left(\frac{4h(1T_s) - h(2T_s)}{h(1T_s)^2} - 2T_s \right); \\ a_2 = \frac{T_s^2}{12} \left(\frac{3(h(2T_s) - 2h(1T_s))}{h(1T_s)^2} + 5 \right). \end{cases} \quad (7)$$

Анализ полученного результата показывает, что с одной стороны имеются значения $h(1T_s)$ и $h(2T_s)$, определяемые ординатой переходной характеристики в дискретные моменты времени, а, со второй – имеются алгебраические соотношения (7), которые связывают искомые коэффициенты передаточной функции a_1 и a_2 с экспериментально полученными значениями. Необходимо отметить, что, так как с помощью ряда (6) можно вычислить ординаты в любой точке переходной функции, то имеется возможность повысить точность идентификации в интересующем исследователя диапазоне частот.

В выражение (7) кроме двух значений ординат переходной характеристики входит интервал выборки T_s . Величина T_s существенно влияет на точность расчета параметров a_1 и a_2 . Как отмечается в [1], с одной стороны величина T_s должна быть достаточно малой, а с другой стороны обеспечивать «достаточную информативность экспериментальных данных». Там же даются рекомендации по выбору значения T_s соизмеримого с интересующими исследователя параметрами объекта. Проблемой в данном случае является то, что исследователю не известны параметры объекта, идентифицировать которые ему только предстоит. В этом случае авторам видится целесообразным ориентироваться на длительность переходного процесса (время регулирования) переходной характеристики.

Корректность формулы (7), адекватность идентифицируемой модели объекта, влияние интервала измерений T_s на точность идентификации исследовались методами имитационного моделирования. Результаты измерений и расчетов для ряда передаточных функций приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты идентификации

h(1Ts)	h(2Ts)	Ts	\tilde{a}_1	\tilde{a}_2	$\delta a_1, \%$	$\delta a_2, \%$	SSerr	\bar{h}	SStot	R2
Параметры исследуемого объекта: a1=2, a2=3. Длительность переходного процесса tp=25 с.										
0,1315	0,4046	1	1,8827	2,4638	5,87	17,87	0,01282	0,92	1,591	0,9919
0,03715	0,1315	0,5	1,9482	2,6945	2,59	10,18	0,000977	0,92	1,591	0,9994
0,009843	0,03714	0,25	1,3858	2,8409	0,71	5,39	0,000872	0,92	1,591	0,9995
0,006371	0,02433	0,2	1,9823	2,8716	0,88	4,28	0,000592	0,92	1,591	0,9996
0,001629	0,006371	0,1	1,9741	2,9369	1,30	2,10	0,000275	0,92	1,591	0,9998
0,000412	0,001629	0,05	2,0181	2,9672	-0,90	1,09	0,000104	0,92	1,591	0,9999
Параметры исследуемого объекта: a1=3, a2=2. Длительность переходного процесса tp=20 с.										
0,1548	0,3995	1	2,6881	1,3546	10,40	32,27	0,01481	0,85	1,384	0,9893
0,04891	0,1548	0,5	2,8260	1,5929	5,80	20,36	0,004822	0,85	1,384	0,9965
0,0138	0,04891	0,25	2,9089	1,7745	3,03	11,28	0,001347	0,85	1,384	0,9990
0,009055	0,03285	0,2	2,9326	1,8144	2,25	9,28	0,000796	0,85	1,384	0,9994
0,002378	0,009053	0,1	2,9688	1,9039	1,04	4,81	0,000186	0,85	1,384	0,9999
0,000609	0,002378	0,05	2,9332	1,9539	2,23	2,31	0,000481	0,85	1,384	0,9997
Параметры исследуемого объекта: a1=0.2, a2=0.03. Длительность переходного процесса tp=2.5 с.										
0,1314	0,4043	0,1	0,1885	0,0247	5,77	17,82	0,001247	0,92	0,1591	0,9922
0,0371	0,1314	0,05	0,1941	0,0270	2,96	9,95	0,000371	0,92	0,1591	0,9977
0,009826	0,03711	0,025	0,1943	0,0285	2,86	4,96	0,000146	0,92	0,1591	0,9991
0,006362	0,02431	0,02	0,1959	0,0288	2,06	4,03	0,000101	0,92	0,1591	0,9994
0,001629	0,006362	0,01	0,2101	0,0293	-5,06	2,38	0,000227	0,92	0,1591	0,9986

В табл.1 в первой и второй колонках записаны результаты измерений ординат переходной характеристики в моменты времени Ts и 2Ts. В третьей колонке – величина интервала дискретности Ts. В четвертой и пятой колонках – рассчитанные по (7) параметры исследуемой передаточной функции. В шестой и седьмой колонках – относительные погрешности рассчитанных параметров относительно фактических $\delta a_1 = \frac{a_1 - \tilde{a}_1}{a_1} 100\%$ и $\delta a_2 = \frac{a_2 - \tilde{a}_2}{a_2} 100\%$. В восьмой

колонке - суммарный квадрат ошибок между фактической и моделируемой переходными характеристиками $SS_{err} = \int_0^{t_p} (h(t) - \tilde{h}(t))^2 dt$. В девятой колонке –

среднее значение измеряемой переходной характеристики $\bar{h} = \frac{1}{t_p} \int_0^{t_p} h(t) dt$. В

десятой колонке – суммарное квадратичное отклонение $SS_{tot} = \int_0^{t_p} (h(t) - \bar{h})^2 dt$.

В одиннадцатой колонке – коэффициент детерминации $R^2 = 1 - \frac{SS_{err}}{SS_{tot}}$.

Анализ табл.1 показывает высокую достоверность идентифицированной модели исследуемого объекта – коэффициент детерминации для всех выбранных интервалов дискретности превышает значение 0.98. На точность идентификации существенное влияние оказывает величина интервала дискретности. При неудачно выбранном интервале дискретности относительная погрешность в определении параметров может превышать 30 % (см. первую строку данных табл.1 для объекта с передаточной функцией $W(p) = \frac{1}{2p^2 + 3p + 1}$). Но даже в

этом случае обеспечивается высокий коэффициент детерминации и высокая точность идентифицированной модели, что иллюстрирует рис.1. Чтобы обеспечить практически полное совпадение временных и частотных характеристик исследуемого и идентифицированного объектов авторы рекомендуют выбирать интервал дискретности порядка $T_s \approx \frac{t_p}{100}$.

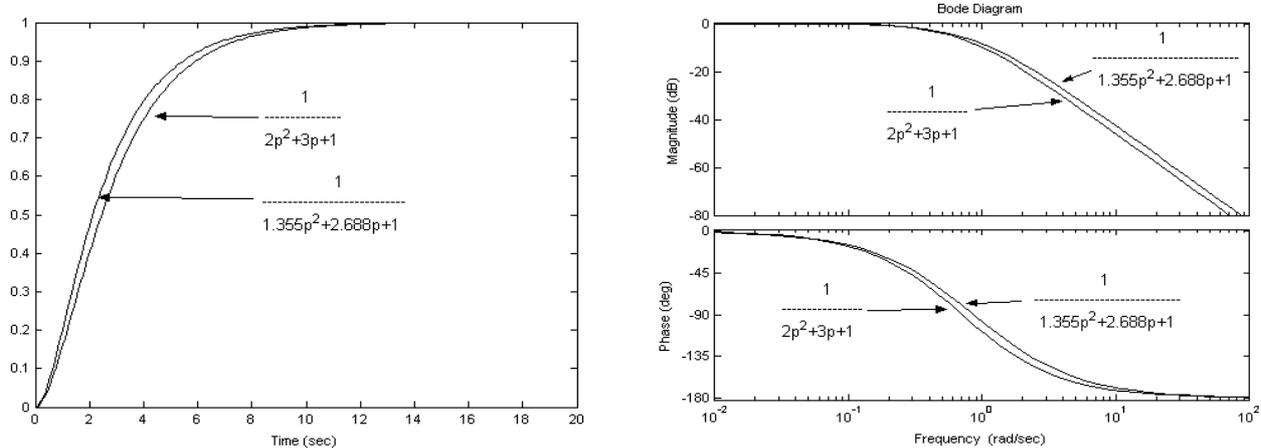


Рис.1. Пример переходной и логарифмических частотных характеристик исследуемого и идентифицированного объектов

Не вызывает сомнений, что в случае усложнения исследуемого объекта возрастет количество неизвестных параметров передаточной функции, необходимо будет брать большее количество членов ряда (6), коэффициенты этого ряда будут выражаться более громоздкими отношениями, возрастет количество алгебраических уравнений, но алгоритм идентификации не изменится. Для упрощения идентификации передаточных функций более высокого порядка можно применить отличные от описанного в этой статье методы перехода от непрерывных к z-передаточным, но это требует проведения дополнительных исследований.

Таким образом, по результатам выполненных исследований можно сделать следующие выводы:

- получено аналитическое выражение, позволяющее получить по ординатам двух точек переходной характеристики параметры передаточной функции объекта второго порядка;

- обоснован выбор величины интервала дискретности, который обеспечивает близкий к единице коэффициент детерминации идентифицированной модели объекта;

- показано, что данный метод может быть применен для идентификации параметров любого линейного стационарного непрерывного объекта, причем минимально необходимое количество ординат получаемой экспериментально переходной характеристики должно как минимум равняться количеству идентифицируемых параметров;

- перспективным направлением дальнейших исследований является оптимизация методов перехода от непрерывной к z-передаточной функции с целью упрощения аналитических выражений, позволяющих рассчитать параметры идентифицируемого объекта или системы.

Список литературы

1. Льюнг Л. Идентификация систем. Теория для пользователя: пер. с англ. [Текст] / Л. Льюнг. – М.: Наука. – 1991. – 432 с.
2. Сергиенко М.П. Идентификация динамических характеристик измерительных преобразователей колебательного типа [Текст] / М.П. Сергиенко, Н.А. Мартынова // Системы обработки информации: Зб. наук. праць. – Харьков. – 2011. – Вып.4(94). – С. 65 – 67.
3. Захаров И.П. Определение параметров передаточных функций линейных систем [Текст] / С.П. Захаров, М.П. Сергиенко // Системы обработки информации: Зб. наук. праць. – Харьков. – 2004. – Вып. 12(40). – С. 73 – 78.
4. Куо Б. Теория и проектирование цифровых систем управления: пер. с англ. [Текст] / Б. Куо. – М.: Машиностроение. – 1986. – 448 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 08.09.2014*

УДК 004.932.4

© І.М. Удовик

ДОСЛІДЖЕННЯ ІНФОРМАЦІЙНИХ МОЖЛИВОСТЕЙ САМООРГАНІЗУЮЧОГО ІНТЕРФЕРЕНЦІЙНОГО МЕТОДУ З ВИКОРИСТАННЯМ СИНГУЛЯРНОГО ПЕРЕТВОРЕННЯ

В роботі досліджені інформативні можливості методу цифрової інтерферометрії, які можна бути використовувати для аналізу будь-якої інформації, що має топологічні властивості та можливість інтерпретації у вигляді слабоконтрастного зображення.

В работе исследованы информативные возможности метода цифровой интерферометрии, которые используются для анализа любой информации, имеющей топологические свойства и возможность интерпретации в виде слабоконтрастного изображения.

This paper investigated the method of digital interferometry, which can be used to analyze any information that has topological properties and the ability to interpretation in view weaklycontrastive image.

Вступ. Розвиток теоретичних і прикладних досліджень у різних галузях науки (медицина, екологія, геофізика та ін.) характеризується зростанням інтересу до використання візуальної інформації різної фізичної природи. Вказана обставина потребує створення нових методів і інформаційних технологій, які забезпечують перетворення вхідних зображень, якість яких часто є недостатньою із-за недосконалості систем отримання, передачі і зберігання у вигляді, визначений поставленою метою. Це забезпечує підвищення ефективності використання зображень в системах аналізу та підтримки прийняття рішень і має важливий вплив на розвиток багатьох галузей економіки України.

На теперішній час існує велика кількість технологій обробки зображень з метою підвищення їхньої якості, контрастності, фільтрації шумів, сегментації з метою розв'язання найрізноманітніших завдань. Однак, можна виділити клас слабоконтрастних зображень, які є об'єктом дослідження в різних галузях практичної діяльності людини і для котрих використання існуючих технологій цифрової обробки зображень є малоефективним. Складність їх обробки пов'язана з такими особливостями їх характеристик, як мультимодальний вигляд гістограми розподілу яскравості з повним використанням її діапазону, наявність візуально невиразних об'єктів потенційного інтересу, розташованих на неоднорідному яскравісному фоні, невідомими статистичними і спектральними характеристиками. Рішення даної задачі ускладнюється суттєвою відмінністю типів зображень і систем їх формування та суб'єктивністю візуального сприйняття результату.

Постановка задачі. Метою роботи є дослідження інформативних можливостей інтерференційного методу з самоорганізуючим варіантом вибору параметра модуляційного перетворення та використанням сингулярного розкладу.

Викладення матеріалу та результати. У зв'язку з великою кількістю практичних задач, пов'язаних з аналізом слабоконтрастних зображень, важливу роль відіграють технологічні особливості використання характеристик інтерференційного методу.

Основна ідея самоорганізуючого інтерференційного методу полягає у використанні модуляційного перетворення:

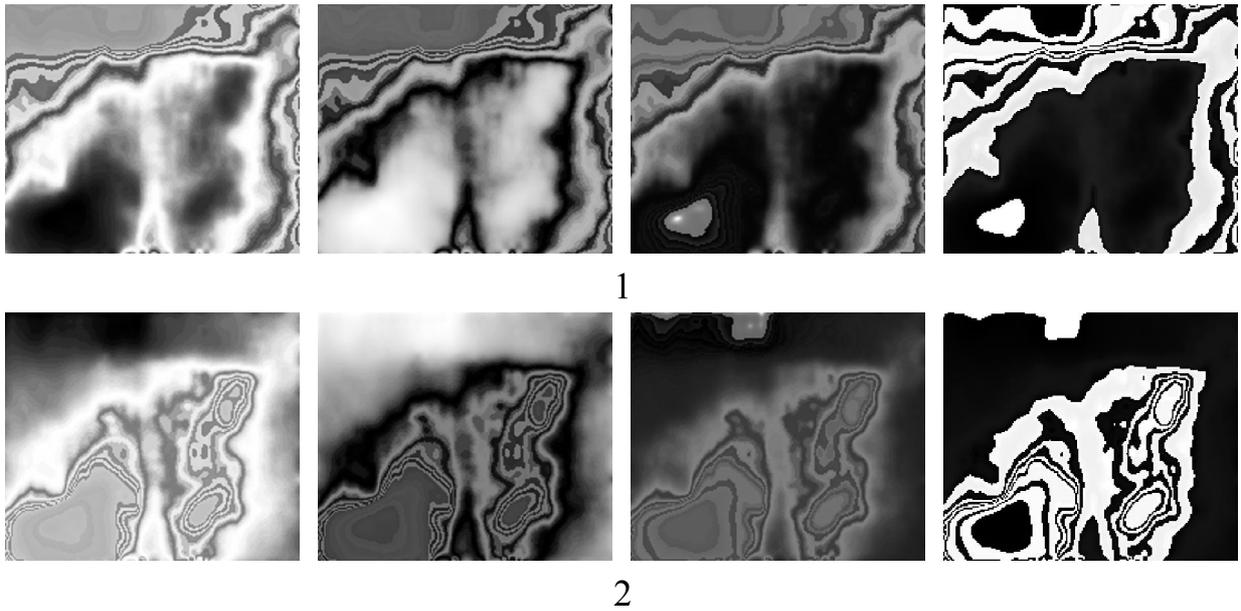
$$\vec{A}(x, y) = \exp(j\pi / [H(I(x, y)) + \alpha]), \quad (1)$$

де $\alpha = 0.001$ – параметр, який унеможливорює ділення на нуль; H – оператор перетворення початкового зображення $I(x, y)$ (інверсії або еквалізації гістограми).

На рис. 1 представлені характеристики самоорганізуючого інтерференційного методу для зображення геофізичного поля.

З аналізу рис. 1 видно, що кожна характеристика містить нову додаткову інформацію. Дослідження показали, що для аналізу зображень з повним діапазоном зміни значень яскравостей необхідно використовувати операцію еквалізації гістограми як до початкового зображення, так і до його інвертованого варіанту для забезпечення більшої інформативності синтезованого ансамблю інтерференційних характеристик. Формування з одного зображення $I(x, y)$ восьмимірною ансамблю інтерференційних характеристик $\{G_i(x, y), i = 1, \dots, 8\}$ при-

зводить до появи додаткової задачі, пов'язаної з необхідністю його аналізу як єдиного цілого. В даній роботі пропонується наступне рішення даної проблеми.



$$\left| \vec{R}_{(+)} \right| \quad \left| \vec{R}_{(-)} \right| \quad \gamma = \arg(\vec{R}_{(+)}) \quad \beta = \arg(\vec{R}_{(-)})$$

Рис. 1. Інтерференційні характеристики геофізического поля:
1 – вихідного та 2 – інвертованого зображень

Синтез зображень ансамблю $\{G_i(x, y), i = 1, \dots, 8\}$ з використанням операції RGB кодування [1].

Суть підходу полягає у трансформації початкового ансамблю зображень $\{G_i(x, y)\}$ у матрицю $S(M * N \times 8)$, де $[M, N]$ – розмірність одного зображення з використанням сингулярного розкладу[2, 3].

$$S = U W V^T, \quad (2)$$

де $U = [U_1 U_2 \dots U_8]$ – матриця сингулярних векторів розмірністю $(M * N \times 8)$, формуючих ортонормований базис; W – діагональна матриця, елементи якої w_i ($i = 1, \dots, 8$) є сингулярними числами матриці G , причому $w_1 \geq w_2 \geq \dots \geq w_8 \geq 0$. Вони є значеннями матриці $G^T G$, а V – представляє собою ортогональну матрицю розміром (8×8) .

Сингулярний розклад матриці S , призводящий до синтезу ортонормованої матриці сингулярних векторів U , з фізичної точки зору представляє собою такий тип математичного перетворення, який максимізує різницю між стовбцями матриці S . Причому ступінь інформаційного значення зображень $U_i(x, y)$, синтезованих з сингулярних векторів (2) приймається рівною відповідному йому нормованому значенню сингулярного числа

$$\hat{w}_i = \frac{w_i}{\sum_{i=1}^8 w_i} 100\%, i = 1, \dots, 8. \quad (3)$$

На рис. 2 (а) представлено спектр нормованих сингулярних чисел ансамблю зображень, представленого на рис. 1.

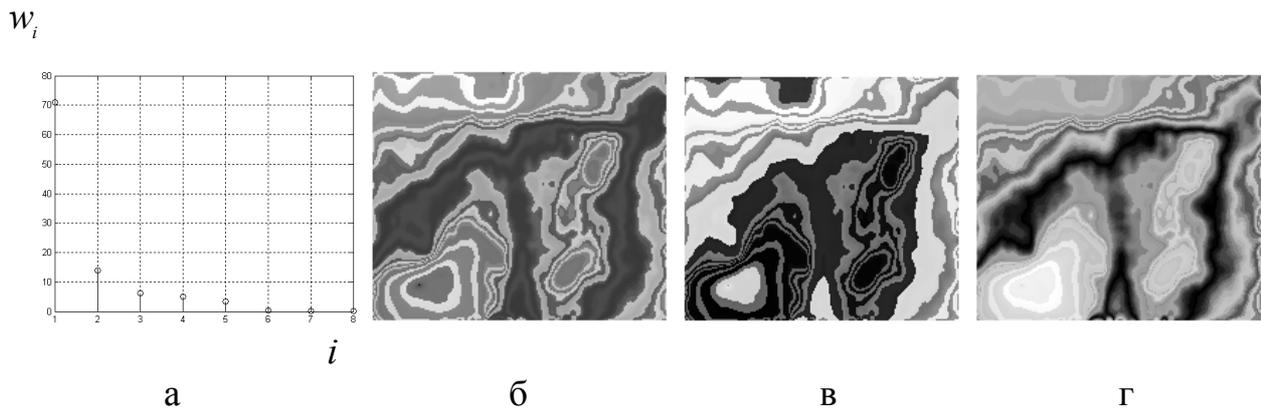


Рис. 2. Спектр нормованих сингулярних чисел (а) та три перші зображення (б – г) ансамблю зображень на рис. 1

З аналізу результатів рис. 2 (а) можна зробити висновок, що першим трьом зображенням належить близько 91% інформації, яку має восьмимірний ансамбль, а 4, 5 та 6-му – лише 8%. Ця обставина дозволяє синтезувати на їх основі кольорові RGB зображення (рис. 3 а, б).

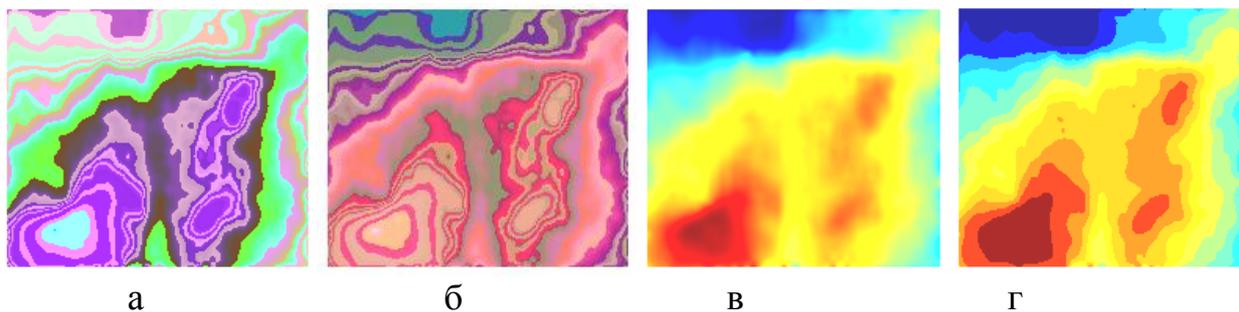


Рис. 3. RGB кодування зображень ансамблю, представленого на рис. 2: а – на основі представлених зображень рис. 2; б – з використанням псевдокольорового кодування; г – результат кластеризації методом С-середніх (12 кластерів)

Додатковою практичною перевагою запропонованого варіанту є той факт, що для зображення розміром (512x512) швидкість обробки на два порядки вища в порівнянні з методом нечітких С-середніх (при виборі кількості кластерів 12).

Також можливим є синтез результуючого зображення на основі використання нейронної мережі Кохонена [4,5,6]. Нейронна мережа Кохонена здійснює адаптивну нелінійну сегментацію багатовимірної інформації без апріорного задання кількості кластерів. Ступінь деталізації результуючого зображення може корегуватися шляхом завдання кількості нейронів. На рис. 4 представлені результати застосування мережі Кохонена з різною кількістю нейронів для (стиску) сегментації ансамблю зображень рисунка 1.

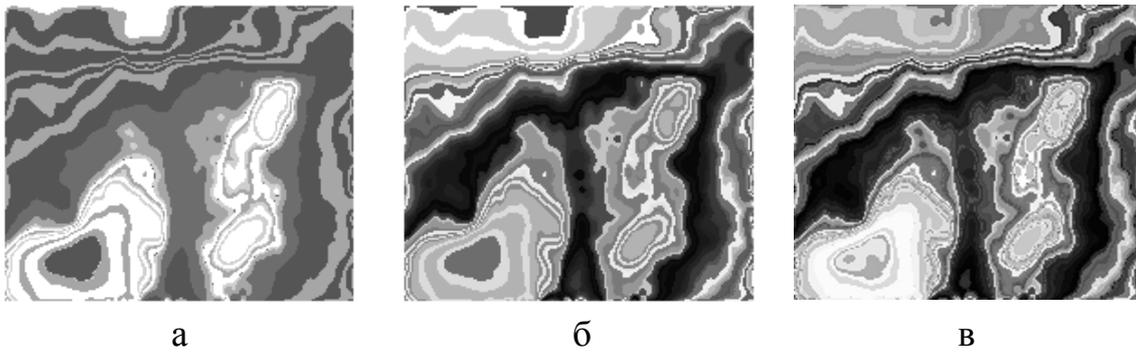


Рис. 4. Стиск багатовимірного ансамблю зображень нейронною мережею Кохонена при різній кількості нейронів: а – $K=16$; б – $K=64$; в – $K=128$

При аналізі результатів, отриманих на рис. 3 та рис. 4 видно, що обидва варіанти забезпечують схожі результати, але результати рисунка 3 є більш простими у програмно-алгоритмічному відношенні. Однак застосування мережі Кохонена дозволяє керувати ступенем деталізації результуючого зображення шляхом вибору кількості його нейронів.

Висновки. В роботі представлено варіант підвищення інформаційних можливостей інтерференційного методу для виділення слабкоконтрастних ділянок будь-якої площини та довільної форми, без використання апріорної інформації про вибір значення модуляційного параметру, на основі самоорганізуючого вибору параметра λ .

При використанні даного підходу необхідно виконати попередню обробку зображення методом еквалізації гістограм для забезпечення більш однородного розподілу його яскравостей по всьому діапазону.

Доцільно виконувати обробку як початкового зображення, так і його інвертований варіант для покращення якості «темних» та «світлих» ділянок, що призводить до збільшення кількості інтерференційних характеристик з чотирьох до восьми.

Синтез результуючого зображення з восьмимірною ансамблем можливо на базі RGB-кодування перших трьох зображень або використання нейронної мережі Кохонена.

Список літератури

1. Ахметшина Л.Г. Повышение разрешающей способности изображений геофизических полей на основе метода многомерной ортогональной адаптивной кластеризации / Л.Г. Ахметшина // Науковий Вісник Національного гірничого університету. – 2003. – № 10. – С. 35 – 38.
2. Стренг Г. Линейная алгебра и ее применения / Г. Стренг; [пер. с англ. Ю.А. Кузнецова, Д. М. Фоге]; под ред. Г.И. Марчука. – М.: Мир, 1980. – 423 с.
3. Беклемишев Д.В. Дополнительные главы линейной алгебры / Д.В. Беклемишев – М.: Наука, 1983. – 455 с.
4. Кохонен Т. Самоорганизующиеся карты / Т. Кохонен; [пер. с англ. В.Н. Агеева]. – М.: Бинном, 2008. – 655 с.
5. Ахметшина Л.Г. Сегментация мультиспектральных изображений с использованием самоорганизующихся карт Кохонена / Л.Г. Ахметшина, А.А. Егоров // Сб. научных трудов НГАУ. – 2002. – Т. 2, № 14. – С. 154 – 158.

6. Ахметшина Л.Г. Анализ многомерных геофизических данных на основе метода самоорганизующихся карт / Л.Г. Ахметшина, А.А. Егоров // Научный вестник НГАУ. – 2001. – № 5. – С. 45 – 47.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Алексєєвим М.О.
Надійшла до редакції 09.10.2014*

УДК 681.3:004.8:622.867

© А.М. Алексеев

РАЗРАБОТКА ОПЕРАТИВНЫХ ПЛАНОВ ЛИКВИДАЦИИ ШАХТНЫХ АВАРИЙ НА БАЗЕ ПРЕЦЕДЕНТНОГО ПОДХОДА

У статті вирішені питання ідентифікації і адаптації прецедентів для бази знань інтелектуальної системи підтримки рішень при ліквідації аварій на шахтах. Показані можливості прогнозування стану оперативної обстановки на пожежі, використовуючи збережені в базі знань прецеденти у вигляді варіантів причинно-наслідкових зв'язків. Розроблені процедури зберігання і пошуку подібних випадків у базі знань.

В статье решены вопросы идентификации и адаптации прецедентов для базы знаний интеллектуальной системы поддержки принятия решений при ликвидации аварий на шахтах. Показаны возможности прогнозирования состояния оперативной обстановки на пожаре, используя сохраненные в базе знаний прецеденты в виде вариантов причинно - следственных связей. Разработаны процедуры хранения и поиска подобных случаев в базе знаний.

In the article we have solved the problems of identification and adaptation of precedents for knowledge base of intelligent decision support system during the liquidation of mining accidents. We have showed the capabilities to predict the state of the operational environment on fire, we used the saved precedents in the form of options cause - effect relationships. There were designed the procedures for the storage and searching of similar cases in the knowledge base.

Введение. Принятие оперативных решений при тушении пожаров на шахте, вызывает необходимость создания «Компьютерных систем поддержки принятия решений руководством объекта управления в экстремальных ситуациях». В данном случае возникает задача создания баз знаний, по которым возможно оперативно принимать в экстремальных условиях обоснованные, точные решения. Разрабатываемая модель знаний данной предметной области содержит имплицитивные (причинно-следственные) отношения, посредством которых описываются возможные аварийные ситуации. Поэтому в работе решаются задачи: описания возможных аварийных ситуаций; процедуры конкретизации или обобщения этих ситуаций; процедуры их адаптации реальным условиям, сложившимся на объекте управления; схемы принятия решений по ликвидации аварий. Все эти процессы в основном представляются на уровне нечётких лингвистических переменных.

Формулировка цели и задачи исследования. В работе должны решаться вопросы возможности прогнозирования состояния оперативной обстановки на пожаре в шахте, используя сохраненные в базе знаний прецеденты в виде вариантов причинно-следственных связей, организации процедур идентификации, адаптации, хранения, поиска подобных прецедентов в базе знаний интеллектуальной системы.

Изложение основного материала исследований. После возникновения аварии и ввода в действие планов ликвидации аварий (ПЛА) подразделения горноспасателей действуют согласно его требованиям. Они принимают меры по спасению людей, а затем производят разведку аварийного объекта [1,2]. Дальнейшие действия горноспасателей определяются «Оперативными планами» [1]. Общий алгоритм процесса принятия решений при ликвидации аварий на шахте включает в свой состав несколько этапов составления оперативных планов, количество которых зависит от сложности аварии. Использование прецедентного подхода при разработке «Оперативных планов» рассмотрим по схеме, изображённой на рис.1.



Рис. 1. Цикл вывода решений, направленных на ликвидацию аварии

Этап «Новый случай».

На данном этапе проверяется схожесть (идентификация) нового случая (прецедента), уже имеющимся прецедентам в базе **6** по интегральному критерию. При идентификации используются отношения типа «класс-класс» («is-a») и «часть-целое» («part-of»). Отношение «is-a» используется при сравнении таксономической близости концептов, а «part-of» при установлении близости атрибутов экземпляров прецедентов. Для сравнения сложных атрибутов (экземпляр – часть экземпляра) алгоритм применён рекурсивно, при заданной максимальной глубине рекурсии. При этом сравниваются атрибуты только совместимых типов (имеющих атрибуты общего базового класса). На рис.2 изображён фрагмент сетевой информации о пожаре на шахте, содержащий, как описание аварийной обстановки А, так и решения В, направленные на её ликвидацию.

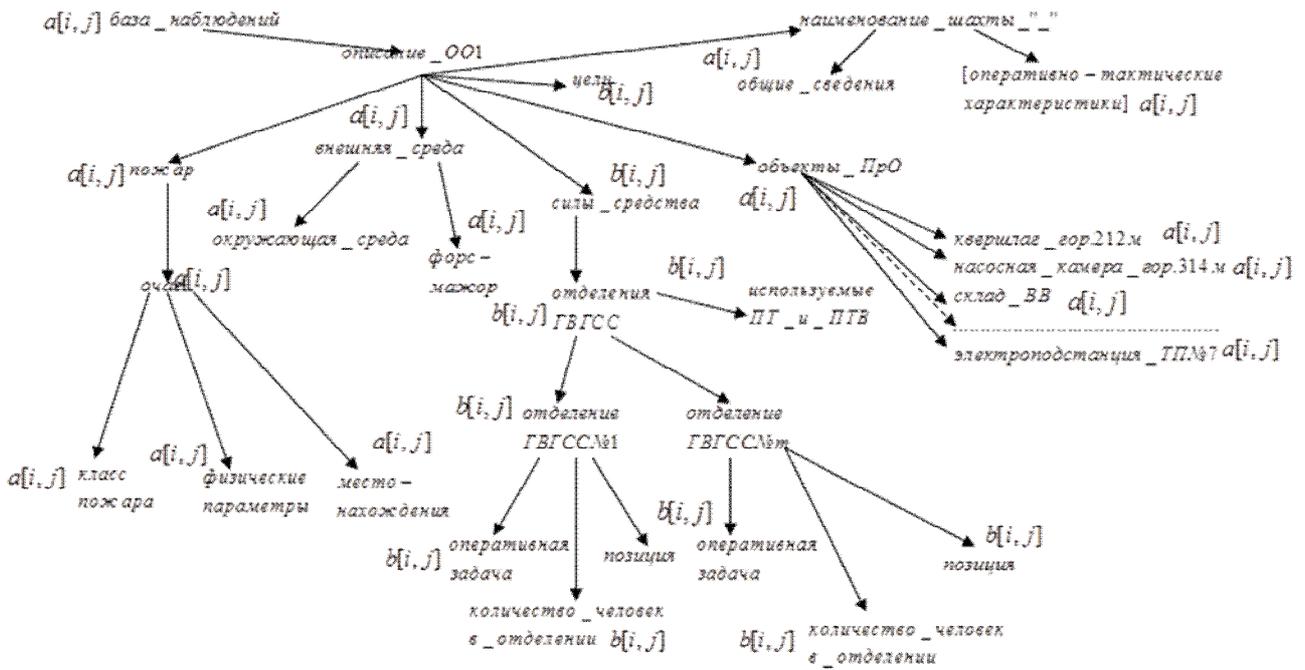


Рис. 2. Фрагмент информации о пожаре на шахте «Известий»
ГП «Донбассантрацит», произошедшего 04.09.09 года

На рис. 3 изображена модель сетевой структуры информации прецедента, характеризующего состояния шахты в аварийной обстановке с обозначенными атрибутами $a[i, j]$ и $b[n, k]$. Параметры $a[H, X]$ описывают состояния аварийного объекта.

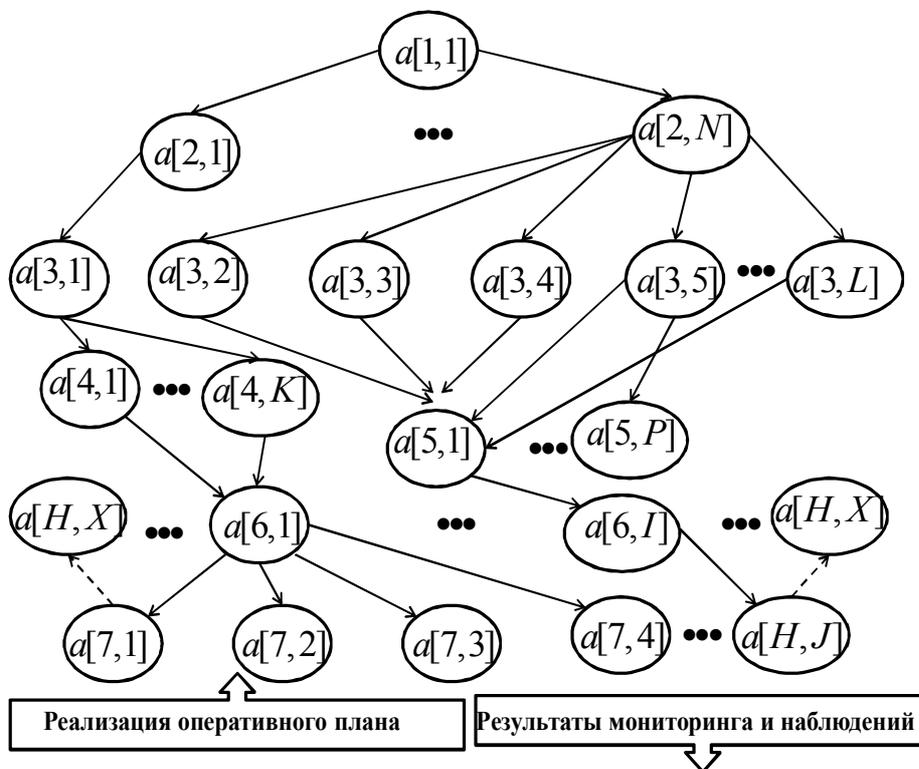


Рис. 3. Фрагмент модели сетевой структуры информации – состояние аварийного объекта

На рис.4 обозначены: $b[E,1] \div b[E,K]$ – характеристики сил и средств, используемые при ликвидации пожаров на шахтах; $b[E.K+1] \div b[E.K+M]$ – соответственно, способы ликвидации аварий и характеристики оперативной обстановки.

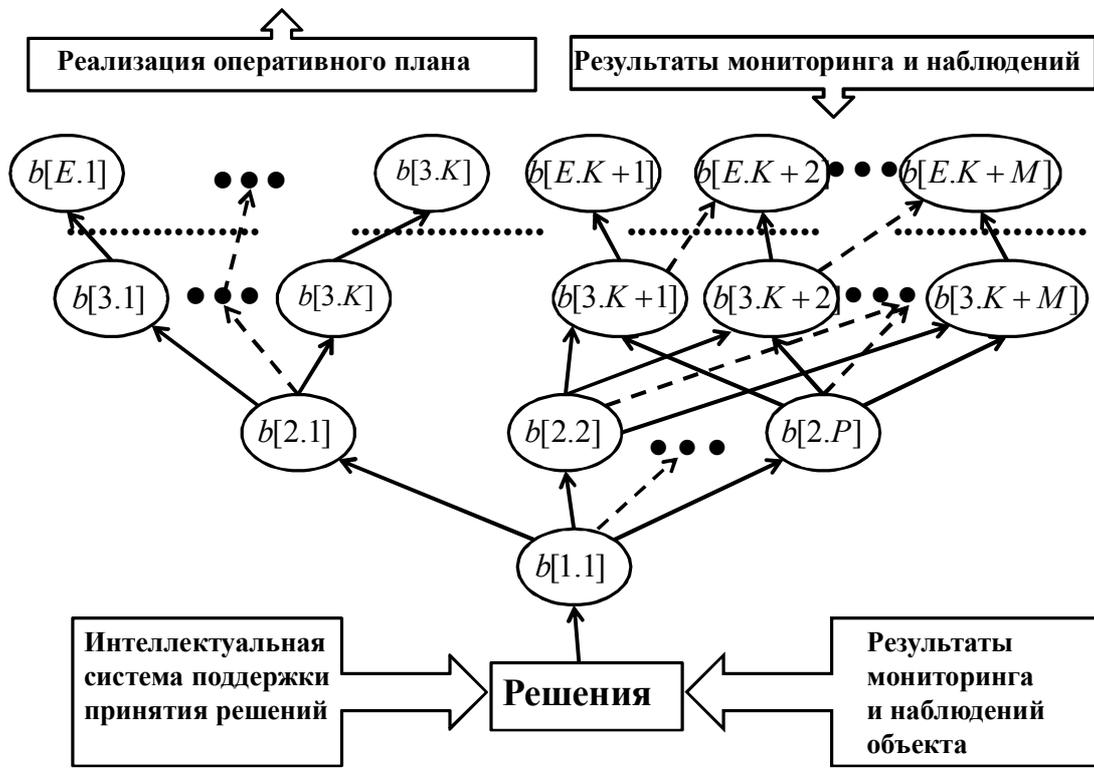


Рис. 4. Фрагмент модели сетевой структуры информации о действиях подразделений горноспасателей

Локальная мера сходства для отношения «is-a»:

$$Sim_{is-a}(a[i, j]_p, a[i, j]_q) = \frac{|A_S(a[i, j]_p) \cap A_S(a[i, j]_q)|}{|A_S(a[i, j]_p) \cup A_S(a[i, j]_q)|}, \quad (1)$$

где $A_S(a[i, j]_p)$ – множество классов в онтологии прецедентов, с которыми сравнивается аварийная ситуация $A_S(a[i, j]_q)$; A_S – множество классов в онтологии прецедентов; $a[i, j]_p, a[i, j]_q$ – объекты в онтологии, входящие во множество A_S ;

Локальная мера сходства для отношения «part-of»

$$Sim_{po}(q, p) = \frac{\sum_{n=1}^H \sum_{k=1}^J f(sim_t)(a[i, j]_n^q, a[i, j]_k^p) * w_j}{l + m}, t \in T, a \in A, \quad (2)$$

где $a[i, j]_n^q, a[i, j]_k^p$ – атрибуты сравниваемых объектов с совпадающими названиями и типами (см. рис.2,3); i – номер слоя в сети; j – номер атрибута в слое

сети; q – атрибуты текущей аварийной обстановки; p – атрибуты прецедентов уже имевших место на шахтах; $f(sim_i)$ – функция сравнения простых атрибутов предопределённых типов T ; $T = \{ "string", "integer", "float", "boolean" \}$. l, m – количество атрибутов в каждом из экземпляров; w_j – вес, присвоенный атрибуту a .

Для сравнения значений атрибутов числовых типов использована нормированная дистанция.

$$dist_T(a, b) = \frac{|a - b|}{ceil_T},$$

где a, b – соответственно, значения числового типа, принадлежащие отрезку T , $ceil_T$ – максимальное значение, принадлежащее отрезку T .

При этом, мера сходства будет равна: $fsim_T(a, b) = 1 - dist_T(a, b)$.

Значения атрибутов строковых типов сравниваются посимвольно и, в зависимости от атрибута, используется расстояние Хэмминга - мера сходства, допускающая искажение, или мера, не допускающая искажений, т.е. строгое посимвольное сравнение. После того, как рассчитаны локальные меры сходства элементов запроса и прецедентов определённого класса, вычисляется глобальная мера сходства:

$$\max Sim_{glob}(q, p) = \frac{sim_{is-a}(q, p) * w_{is-a} + sim_{po}(q, p) * w_{po}}{2}, \quad (3)$$

где w_{is-a}, w_{po} – соответственно, веса отношений «is-a» и «part-of».

Если в результате проведения этого этапа установлено интегральное несоответствие нового случая с имеющимися прецедентами, то информацию о нём заносят в базу знаний 6.

Этап «Адаптированный случай».

В случае если найденный прецедент не является полным аналогом (подобным – like – «Lik») текущей ситуации, должна выполняться адаптация - модификация решения, которое имеется в выбранном прецеденте и направлено на решение целевой проблемы. Невозможно выработать единый вариант для такой адаптации, так как это в большой степени зависит от прикладной области. Если существуют алгоритмы адаптации, они обычно предполагают наличие зависимости между признаками прецедентов и признаками содержащихся в них решений. Такие зависимости могут задаваться человеком при построении базы прецедентов или обнаруживаться в базе автоматически методами добычи знаний. В данном случае модификация решения включает интерполяцию числовых признаков, полученных на основании целенаправленной обработки протоколов успешно ликвидированных пожаров на шахтах Украины, а также использования метода редукции при нахождении решений для текущей оперативной задачи подразделений горноспасателей.

Специализированный редактор онтологии (библиотеки) прецедентов позволяет эксперту вводить знания в терминах исследуемой предметной области. При этом редактор обеспечивает возможность формулировать вопросы к экс-

перту, помогая ему, тем самым, определить те знания проблемной среды, которые необходимы в данный момент. Конечным продуктом порождения является база знаний о прецедентах, которые были внесены в онтологию (библиотеку прецедентов) (см. рис 1).

После того, как выбран подходящий прецедент, при поиске решения для целевой проблемы выполняется адаптация – модификация имеющегося в нем решения с целью его оптимизации. Невозможно выработать единый вариант для такой адаптации, так как это в большой степени зависит от предметной области. Если существуют алгоритмы адаптации, они обычно предполагают наличие зависимости между признаками аварийных параметров прецедентов и признаками содержащихся в них решений. Такие зависимости могут задаваться человеком при построении базы прецедентов или обнаруживаться в базе автоматически. В данном случае оценка влияния принимаемых решений на параметры аварийного объекта производилась путём подсчёта вероятностной частоты использования конкретного решения в однотипных аварийных ситуациях. Сеть взаимовлияний решений на аварийные параметры объекта управления представлены следующей аналитической зависимостью (4):

$$\text{Матрица_влияний} - \mathfrak{R} = \left\| \begin{array}{l} IF \Delta b_{(1,1)} THEN [\gamma_{(1,1)} \Delta a_{(1,1)} \cap \gamma_{(1,2)} \Delta a_{(1,2)} \cap \dots \cap \gamma_{(1,n)} \Delta a_{(1,n)}]; \\ IF \Delta b_{(2,1)} THEN [\gamma_{(2,1)} \Delta a_{(2,1)} \cap \gamma_{(2,2)} \Delta a_{(2,2)} \cap \dots \cap \gamma_{(2,n)} \Delta a_{(2,n)}]; \\ \dots \\ IF \Delta b_{(k,1)} THEN [\gamma_{(k,1)} \Delta a_{(k,1)} \cap \gamma_{(k,2)} \Delta a_{(k,2)} \cap \dots \cap \gamma_{(k,n)} \Delta a_{(k,n)}] \end{array} \right\|, \quad (4)$$

где $\Delta b_{(i,j)}$ – изменение в управляющем воздействии (решение); $\Delta a_{(i,j)}$ – изменение в атрибутах (параметрах) экземпляров аварийных ситуаций; $\gamma_{(i,j)}$ – оператор влияния решения на параметр. Если решение не влияет на параметр, то $\gamma_{(i,j)} = 0$; $k \neq n$ – соответственно, количество управляющих воздействий (решений) k не равно числу атрибутов n экземпляра аварийной ситуации.

Свёрнутые импликации для этого случая выглядят следующим образом:

$$\begin{aligned} \Delta a[i_S, j_S]_{(1)} &\Leftarrow \gamma_{i,j} \Delta b[i_P, j_P]_{(1)}; \\ \Delta a[i_S, j_S]_{(2)} &\Leftarrow \gamma_{i,j} \Delta b[i_P, j_P]_{(1)} \cap \gamma_{i,j} \Delta b[i_P, j_P]_{(2)}; \\ \dots &\dots \\ \Delta a[i_S, j_S]_{(t)} &\Leftarrow \gamma_{i,j} \Delta b[i_P, j_P]_{(1)} \cap \gamma_{i,j} \Delta b[i_P, j_P]_{(2)} \cap \dots \cap \gamma_{i,j} \Delta b[i_P, j_P]_{(u)}, \end{aligned}$$

где t – число регулируемых параметров; u – количество решений.

Для двух решений и одного регулируемого параметра система импликаций (4) будет выглядеть следующим образом:

$$if \{ \Delta b[i_P, j_P]_{(1)} \} \Rightarrow then \{ [\gamma_{i,j(1)} + \gamma_{i,j(2)} + \gamma_{i,j(1)} \times \gamma_{i,j(2)}] \times [\Delta a[i_S, j_S]_{(1)} \cap \Delta a[i_S, j_S]_{(2)}] \}, \quad (5)$$

где $\Delta b[i_P, j_P]_{(1)}$ – решение (1) в прецеденте, $\Delta a[i_S, j_S]_{(2)}$ – изменение 2-го параметра (атрибута) аварийного объекта.

Для каждого нового случая устанавливаются по возрастающей зависимости следующих соотношений:

$$\left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)_{1(\min)} < \left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)_2 < \dots < \left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)_{z(\max < 1)}, \quad (6)$$

где $a[i, j]_n^q, a[i, j]_k^p$ – атрибуты сравниваемых объектов с совпадающими названиями и типами (рис. 3); i – номер слоя в сети; j – номер атрибута в слое сети; q – атрибуты текущей аварийной обстановки; p – атрибуты прецедентов уже имевших место на шахтах; z – число исследуемых соотношений однотипных атрибутов.

По матрице взаимовлияний с учётом (6) определяются необходимые решения $\Delta b[i_p, j_p]_{(1)}$, направленные на изменения аварийных параметров $\Delta a[i_s, j_s]$.

Чем меньше значение $\left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)$, тем предпочтительнее соответствующее решение.

После установления минимальных соотношений $\left(\frac{a[i, j]_n^q}{a[i, j]_k^{p*}} \right)$ определяются объекты, характеризующие основные отличия по следующей зависимости (логическая разность):

$$a[i, j]_o = |a[i, j]_k^p - (a[i, j]_k^p \cap a[i, j]_k^q)|, \quad (7)$$

где $a[i, j]_p, a[i, j]_q$ – объекты с атрибутами в онтологии, входящие во множества A_p, A_q .

На основании регрессионных связей $a[i, j]_o$ с $b[n, k]$ (4) устанавливаются, по множеству исследуемых прецедентов (около 50), необходимые решения, направленные на ликвидацию пожара.

В соответствии с предложенными моделями и алгоритмами разработаны методики проектирования интеллектуальной системы для поддержки принятия решений при ликвидации пожаров на шахтах. Особенностью предложенных методик является применение принципов объектно-когнитивного анализа на этапе моделирования, а также в интеграции моделей правил и прецедентов на основе онтологии на этапе формализации процесса поиска решений. Поиск осуществляется на множестве прецедентов в $Onto^{Precedent}$, включающих две обязательные составные части: описание аварийных ситуаций (А) и пути выхода из них (решения) (В). Описание представляет множество пар {дескриптор, значение}, где значение – ссылка на объект – экземпляр класса онтологии $Onto$, инкапсулирующего свойства определённого компонента (части) системы поддержки принятия решений при ликвидации аварий на шахтах и описывающий определённый её параметр. При инициализации процедуры поиска создаётся запрос q , представляющий собой набор экземпляров класса, соответствующих заданным (требуемым) параметрам $a[i, j]_o$ и $b[n, k]$.

Определение управляющих воздействий в технологических и организационных системах шахты при аварийных ситуациях

Технические и организационные мероприятия, которые приведены в текстовой части ПЛА, дают возможность с достаточной точностью определять управляющие воздействия при составлении оперативных планов процесса ликвидации аварий и адаптации самой позиции ПЛА. Реализация данного метода и алгоритмов рассматривалась на примере базы данных ПЛА шахты «Западно-донбасская» ОАО «Павлоградуголь». Для этого необходимо установить, какой позиции ПЛА наиболее точно соответствует оперативная обстановка, сложившаяся на объекте управления после проведения подразделениями ГВГСС разведки аварийного объекта.

Каждый “возможный прецедент” (ВП) (позиция плана ликвидации аварий) имеет имя I_name_i на основании разработанных правил отнесён к одному из заранее определённых классов проблемной среды (ПС – шахты в аварийной обстановке) $category_i$ (например, «Пожар во втором вентиляционном штреке»).

ВП представляет собой объекты (классы и их свойства) онтологии процессов ликвидации аварийных ситуаций на шахтах, выраженные через совокупность параметров описания проблемной среды D_{S_i} , её решения Sl_i и оперативного плана действия Sc_i по её устранению.

Существующие алгоритмы для организации процесса рассуждений на основе онтологии не позволяют производить анализ и сравнение свойств экземпляров типов. В работе разработан метод поиска и реализующий его алгоритм, который позволил учитывать как стандартные процедуры вывода на онтологии, так и поиск по аналогии, который даёт возможность сопоставить текущую аварийную ситуацию (АС) с возможными аварийными ситуациями в онтологии возможных прецедентов (в ПЛА) и выбрать наиболее подходящий из них.

Шаг 1. При установлении соответствия реальной оперативной обстановки и аварийной ситуации, полученной в результате моделирования пожара на сетевой модели вентиляционной системы шахты (структурная идентификация) используется следующее выражение:

$$Sim_{is-a}(k_{[аварийных_зон]_{(ВП)_i}}, k_{[аварийных_зон]_{(PP)_i}}) = \frac{|K_{[аварийных_зон]_{(ВП)_i}} \cap K_{[аварийных_зон]_{(PP)_i}}|}{|K_{[аварийных_зон]_{(ВП)_i}} \cup K_{[аварийных_зон]_{(PP)_i}}|}, \quad (8)$$

где $K_{(S)[орг.и_техн._мер.]_{(L)}}$ и $KP_{(S)[орг.и_техн._мер.]_{(L)}}$ – текстовые структуры организационных и технических мероприятий ПЛА.

Шаг 2. Затем необходимо определить отличаются ли технические и организационные мероприятия (6 классов $K_{(i,j,m,k,l,s)}$), ранее проведённые с мероприятиями, которые предусмотрены планом для обстановки, сложившейся на момент после разведки шахты подразделениями ГВГСС (6 классов $KP_{(i,j,m,k,l,s)}$).

Если эти мероприятия обладают достаточной мерой сходства, то дополнительных управляющих воздействий нет. Если же имеется достаточное отличие, то эти мероприятия определяются путём проведения специальных опера-

ций с текстовыми структурами организационных и технологических мероприятий позиций ПЛА.

Шаг 3. С текстовыми структурами $K_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)}$ и $KP_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)}$ проводится операция Логическая разность:

$$\begin{aligned} & K_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)} - KP_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)} = \\ & K_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)} \cap \overline{KP_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)}}, \end{aligned} \quad (9)$$

где $K_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)}$ – класс организационных и технологических мероприятий суперкласса возможных прецедентов – позиций ПЛА, установленный путём моделирования пожара на сетевой модели вентиляционной системы шахты;

$KP_{(S)[орг.у_техн._мер.](L)}$ – класс организационных и технологических мероприятий суперкласса (позиции ПЛА), реализованных после ввода в действие ПЛА. Функция принадлежности для параметров, сравниваемых классов - $a_{(i)}$ определяется по формуле:

$$\mu_{K_{(i)}-KP_{(i)}}(a_{(i)}) = \mu_{K_{(i)} \cap \overline{KP_{(i)}}}(a_{(i)}) = \min(\mu_{K_{(i)}}(a_{(i)}), 1 - \mu_{KP_{(i)}}(a_{(i)})). \quad (10)$$

В результате проведения операции (9) будут определены управляющие воздействия (решения), которые необходимо реализовать в каждом конкретном случае – аварии на шахте.

Этап «Сохранённый случай».

Результатом выполнения фаз поиска и адаптации прецедентов является оперативный план для решения текущей проблемы. Чтобы замкнуть цикл вывода решений и пополнить знания системы, необходимо сохранить текущий опыт планирования. Обучение осуществляется на основе наблюдения за ответной реакцией при исполнении плана. Планировщик может учиться как на положительных, так и на отрицательных примерах. Однако сохранение знаний является необязательным шагом. Библиотека прецедентов может быть сформирована разработчиками заранее и содержать решения наиболее распространенных (в данной предметной области) задач планирования. В этом случае система будет не способна к адаптации. Но использование такого подхода может оказаться целесообразным в статичных предметных областях, когда нужно повысить лишь эффективность получения планов. Так как библиотека прецедентов заполняется экспертами в данной предметной области, то она, вероятно, будет содержать более эффективные решения, чем те, которые система сформировала бы автоматически. Кроме того, эксперт знает, какие задачи наиболее распространены в данной предметной области. Поэтому получаемая таким образом библиотека прецедентов с одной стороны должна быть более компактна, а с другой — содержать прецеденты, наиболее пригодные для повторного использования.

Выводы.

1. Доказана возможность корректного функционирование подсистемы генерации проектов «Оперативных планов» ликвидации аварий на шахтах по-

средством применения методов установления дифференциальной идентификации прецедентов реальной аварийной обстановке.

2. В работе установлены регрессионные зависимости, характеризующие влияние принимаемых решений на аварийные параметры объекта управления.

3. Возможность прогнозирования состояния оперативной обстановки на пожаре, используя сохраненные в базе знания прецеденты в виде вариантов причинно-следственных связей.

Список литературы

1. Соболев Г.Г. Горноспасательное дело .- 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1979. – 432 с., ил.
2. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Издание второе, переработанное и дополненное. М., «Недра», 1977, 223 С.
3. Алексеев А.М. Автоматизация построения онтологии ликвидации аварий на шахтах для экспертной системы / А.М. Алексеев / Гірнична електромеханіка та автоматика. – Д., 2009. – №83. – С. 88-94.
4. Алексеев А.М. Автоматизированная система поддержка принятия решений при ликвидации аварий на шахтах и рудниках / А.М. Алексеев, А.Н. Коваленко // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля. – Луганськ, 2010. – № 9 (151). – С. 151–155.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.
Надійшла до редакції 15.10.2014*

УДК 622.87: 622.831:550.3

© М.Ю. Иконников

ОСОБЕННОСТИ ИССЛЕДОВАНИЯ УСЛОВИЙ НАКОПЛЕНИЯ ГАЗА МЕТАНА В ПОДРАБОТАННОМ УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ МЕТОДАМИ РАДИАЦИОННОГО КОНТРОЛЯ

На основании шахтных исследований выявлены места повышенного поступления в горные выработки радона с непродолжительным сроком пребывания в атмосфере в смеси с метаном в зонах тектонических нарушений, что позволяет заблаговременно выявлять потенциально опасные по метану участки горных выработок.

На підставі шахтних досліджень виявлені місця підвищеного надходження в гірничі виробки радону з нетривалим терміном перебування в атмосфері в суміші з метаном в зонах тектонічних порушень, що дозволяє завчасно виявляти потенційно небезпечні за метаном ділянки гірничих виробок.

The research resulted in localization of the areas of increased inflow of radon mixed with methane into the tunnels in zones of tectonic disturbances, indicating intensiveness of desorption of methane and radon decay products from undermined strata. It allows us to control the gas composition of mine air and locate potentially dangerous segments.

Увеличение глубины добычи угля (средняя глубина превышает 700 м, а более 30 шахт отрабатывают пласты на глубинах 1000–1400 м) существенно

усложняет горно-геологические условия, в результате чего увеличивается вероятность выбросов пород, угля и газа, горных ударов, глобальных и локальных обрушений пород, завалов выработок, взрывов газа и пыли, что в совокупности предопределяет значительную аварийность горных работ, высокий уровень травматизма в угледобывающей отрасли и существенно снижает экономические показатели работы угольных шахт в целом [1].

Из 190 действующих шахт в Украине 90 % являются опасными по газу метану, а 60 % – по взрывам угольной пыли. Только за 10 лет в подземных выработках угольных шахт произошло 38 взрывов газа и пыли и 78 случаев воспламенения метана. Несмотря на сравнительно небольшую долю взрывов в общей аварийности, ущерб от них весьма значителен и сопоставим с последствиями от наиболее распространенных видов аварий [2, 3].

Увеличение метанообильности шахт, концентрация и интенсификация горных работ, привели к тому, что средствами вентиляции уже не удастся снизить содержание метана в рудничной атмосфере до норм, установленных «Правилами безопасности...» [4]. Широкое применение разработанных способов и средств дегазации угольных пластов, а также прогрессивных схем проветривания расширило диапазон использования высокопроизводительной техники, позволило освоить тысячный рубеж суточной добычи с одной лавы. Вместе с тем, даже комплексное применение нескольких способов и средств борьбы с метаном во многих случаях оказывается недостаточным, что вызывает необходимость дальнейшего совершенствования как способов и средств борьбы с газом в угольных шахтах, так и его контроля [1–5]. При этом особой уникальностью отличаются методы радиационного контроля газа радона [6–8].

С одной стороны, газ радон это мощный альфа-излучатель, который опасен для людей. Радон – радиогенный газ, образуется при распаде изотопов радия-226, радия-224 и радия-223 (отсюда его название), он не только радиогенный по происхождению, но и сам радиоактивный, довольно неустойчив: самый долгоживущий его изотоп радон-222 (радон) имеет период полураспада 3,8 суток, второй по «живучести» изотоп радон-220 (торон) – 54 секунды, а изотоп радон-219 вообще – 4 секунды. Радон-222 образуется в цепочке при распаде урана-238, радон-220 - член радиоактивного ряда урана-236 и тория-232. По энергетической дозе излучения газ радон (радон-222) приблизительно в 20 раз более значимый, чем торон. Радон-219 образуется в цепочке ядерных реакций при распаде урана-235, который в природных условиях встречается редко и в малых количествах, поэтому влиянием этого изотопа радона пренебрегают и при измерениях не учитывают.

Радон – это инертный газ (Rn, плотность 9,9 г/л, температура кипения – 61,8° С), не имеющий ни цвета, ни вкуса, ни запаха, он не вступает в химические реакции ни с одним обычным веществом, очень редкий по распространенности в атмосфере и концентрации в воздухе. Относительная плотность по отношению к плотности воздуха составляет 7,657, в связи с чем возможны накопления радона в подвалах, первых этажах зданий, нижних частях подземных выработок.

Распадаясь радон и торон выделяют тяжелые α -частицы с энергией 5,49 и 6,29 MeV соответственно, которые, попадая в организм человека, способны нанести его здоровью непоправимый вред, в тоже время кожа человека задерживает проникновение радона. Мало того, распад радона в свою очередь сопровождается последовательно образованием радиоактивных изотопов полония-218 (**RaA**) с периодом полураспада 3,05 мин и энергией α -частиц 6,00 MeV, свинца-214 (**RaB**) с периодом полураспада 26,8 мин, висмута-214 (**RaC**) с периодом полураспада 19,7 мин, затем полония-214 с периодом полураспада 164 мкс и энергией α -частиц 7,69 MeV, а распад торона – сопровождается образованием радиоактивных изотопов полония-216 с периодом полураспада 0,15 с и энергией α -частиц 6,78 MeV, свинца-212 с периодом полураспада 10,64 ч, висмута-212 с периодом полураспада 60,6 мин и полония-212 с периодом полураспада 304 нс и энергией α -частиц 8,78 MeV. Это основные продукты распада, кроме них еще излучаются α -, β -частицы и γ -кванты различных энергий, но в меньших количествах или менее энергетически значимы [9]. При контроле α -частиц, β -частицы и γ -кванты легко отсекаются приборами за счет их меньшей энергии.

Продукты распада радона и торона - твердые вещества, которые образуют так называемые аэрозоли - частицы настолько мелкие, что они могут очень долго находиться во взвешенном состоянии в воздухе и вместе с ним попадать в легкие, а при неблагоприятных условиях вызывать лейкемию или рак легких. Радон дает в среднем по различным оценкам от 50 до 90% той дозы облучения, которую регулярно получает каждый житель Земли, при этом реальные дозы могут весьма существенно (в несколько десятков раз) отличаться от усредненных.

Во многих странах установлены предельные величины среднегодовой эквивалентной равновесной объемной активности радона в воздухе для различных помещений, в среднем эти нормы колеблются в пределах от 50 до 200 Бк/м³. Для Украины согласно нормативному документу «Положению о радиационном контроле на объектах строительства и предприятиях стройматериалов Украины РСН-356-91» допустимые уровни среднегодовой эквивалентной равновесной концентрации радона в воздухе помещений строящихся и реконструируемых зданий и сооружений с постоянным пребыванием людей не должен превышать 50 Бк/м³.

В соответствии с «Руководством по оценке и контролю радиационной обстановки на угольных шахтах. КД 12.5.005-94» и «Нормами радиационной безопасности НРБ-76/87» шахтеры угольных шахт Украины отнесены к ограниченной части населения (категория Б), для которой установлен предел дозы за календарный год, равный 0,5 бэр (биологический эквивалент рентгена) для всего тела. Нормативное годовое время облучения для шахтеров принято равным 1700 ч в год, а годовой объем вдыхаемого рудничного воздуха - 2500 м³/год. Указанный выше предел дозы не будет превышен, если среднегодовой уровень только одного опасного фактора на рабочем месте не превзойдет следующего значения: 110 Бк/м³ для α -частиц или 50 мкР/ч для β -частиц и γ -излучения [10].

С другой стороны, радон из-за своих уникальных особенностей является оптимальным индикатором при различных геологических и геотехнических исследованиях. При этом не требуются никакие дополнительные источники радона, а используется тот фоновый радон, который независимо от нас уже имеется в природных условиях, причем везде, без исключения. Диффузия радона в горном массиве и его выделение с поверхности определяются эффективным коэффициентом диффузии, который зависит от многих факторов. Наиболее важными из них являются пористость, проницаемость и трещиноватость. Эти свойства среды существенно зависят от напряженно-деформированного состояния массива. Очевидно, что при сжатии массива проницаемость его снижается, а при разгрузке увеличивается.

Изотопы радия – твердые вещества, они не перемещаются в массиве, перемещается только инертный газ радон, который имеет высокую проникающую способность и стремится заполнить любые пустоты, следовательно, динамические изменения концентрации радона в приповерхностном слое выработки будет однозначно отражать динамические изменения напряженно-деформированного состояния породного массива в значительном объеме.

В отличие от методик контроля напряженно-деформированного состояния и тектонического строения породного массива, которые в принципе известны [1], а также учитывая теоретические обобщения [6–8], предложена методика оценки условий и природы накопления газа метана в подработанном массиве угольного забоя и сопряженных горных выработках на основе метода радиационного контроля инертного газа радона и продуктов его распада (**RaA, RaB, RaC**). Особенность методики заключается в том, что она учитывает факт идентичности условий накопления (а не образования) газов метана и радона в свободном пространстве, тогда как свойства их частично совпадают, а частично существенно различны. Кроме того, в настоящее время приборы радиационного контроля позволяют определять не только концентрации газов радона и торона, а и объемную активность (концентрации) дочерних продуктов распада радона-222 в воздухе.

Как и радон, газ метан (CH_4 , плотность 0,72 г/л, температура кипения – 164,5° С) не имеет ни цвета, ни вкуса, ни запаха. Относительная плотность составляет 0,554, в связи с чем возможны сосредоточения метана в верхних частях подземных выработок. Диффузионная способность метана в 1,6 раз больше, чем воздуха, вследствие чего он легко проникает через пористые перегородки. Метан вместе с воздухом горит и взрывается. В зависимости от соотношения концентраций метана и кислорода в воздухе возможны различные виды реакций при взрыве. Взрыв максимальной силы соответствует концентрации метана 9,5 %. Нижним концентрационным пределом взрывчатости метана (НПВ) обычно принято считать 5 %, а верхним пределом взрывчатости (ВПВ) – 16 %. При иных равных условиях наиболее легко зажигается смесь воздуха с метаном при его содержании 7–8 %. Взрывом называют воспламенение, сопровождающееся ударной волной. Быстрый рост давления во фронте пламени, передаваемого от слоя к слою, рождает ударную волну, распространяющуюся со скоростью звука (330 м/с) [2, 3].

Основная причина внезапных взрывов пылегазовых смесей в угольных шахтах - это накопление недопустимых концентраций газа метана или угольной пыли, которых можно избежать, если заранее выполнять профилактические работы, а также временно приостанавливать добычу, что и производится во всех странах мира. Непосредственный повод для взрыва – искра, она может быть и естественного происхождения, но, чаще всего, возникает из-за грубого пренебрежения правилами безопасности. Взрывы пылегазовых смесей в принципе невозможны, если отсутствуют газ и угольная пыль в больших объемах.

Однако внезапное накопление метана возможно и в результате внезапного обрушения или выдавливания пород кровли горных выработок, выбросов угля и газа, внезапных прорывов метана при проведении буровых работ, но, чаще всего, «всплески метана» возникают при выполнении обычных технологических операций, поэтому их предупреждение или снижение их проявлений - весьма важная и актуальная задача. При этом, предложенная методика имеет принципиальное значение для определения времени и природы накопления газа метана.

Для понимания сути методики необходимо остановиться на основных концептуальных предпосылках:

1. Прежде всего, угольные месторождения осадочные по происхождению, достаточно метаморфизованные, поэтому как метан, так и радон в нетронутым углепородном массиве заполняет все свободное поровое пространство более или менее равномерно, в том или ином количестве.

2. Радон – весьма неустойчивый газ (период полураспада 3,8 суток для радона-222 и 54 секунды для радона-220), поэтому его наличие (количество), прежде всего, характеризует или источник образования, или путь проникновения газа от источника, или то и другое в комплексе.

3. В современных приборах радиометрического контроля реализуют метод Маркова (Томаса или другие модификации), для чего исследуемый воздух прокачивают в течение 5 мин через фильтр, например АФА-РСП10, со скоростью 10–40 л/мин, после чего дважды – с 1-й по 4-ю и с 7-й по 10-ю минуты после окончания отбора проб измеряют α -активность фильтра. Для определения объемной активности дочерних продуктов торона и внесения соответствующих поправок в значения объемной активности дочерних продуктов радона при необходимости производят третье (третье и четвертое) измерение активности фильтра в течение 30 мин через 5–24 ч после отбора пробы. Объемные активности вычисляют по известным формулам автоматически [11].

4. Поскольку газ радон имеет высокую проникающую способность и он прокачивается вместе с воздухом, то после прокачки сам радон на измерения уже не оказывает никакого влияния. Из-за отсечения по энергии β -частиц и γ -квантов энергетически значимы, как уже отмечалось, остаются радиоактивные изотопы газа радона-222: полоний-218 (**RaA**) с периодом полураспада 3,05 мин, свинец-214 (**RaB**) с периодом полураспада 26,8 мин и висмут-214 (**RaC**) с периодом полураспада 19,7 мин. Это основные временные характеристики, по которым можно производить обратный отсчет времени для определения условий накопления смеси газов в целом.

5. Следует обратить особое внимание на тот факт, что изотопы полония-218 (RaA) имеют период полураспада 3,05 мин, а изотопы полония-216 – вообще 0,15 с, то есть, уже к началу первого измерения после начала прокачки (7-я мин) больше половины изотопов полония-218 и практически все изотопы полония-216, которые осели на фильтре, уже распались, поэтому существенную роль играют и более «долгоживущие» изотопы. Таким образом, чем больше RaA, тем «свежее» газ. Если первое измерение N_1 (число зарегистрированных импульсов за вычетом фона) и второе измерение N_2 (с 12-й по 15-ю мин после начала прокачки) близки по величине, то это значит, что изотопов газа радона-222 на фильтре мало, а следовательно, и газа радона в атмосфере уже практически нет, а остались только твердые продукты распада газа торона (радона-220), поскольку период полураспада его одного из изотопов свинца-212 равен 10,64 ч.

6. Для предупреждения внезапных «всплесков» газа метана чрезвычайно важно заранее определить источники возможного поступления газа (угольный пласт, вмещающие породы, пласты-спутники, выработанное пространство, отслоения и пустоты). Метан из выработанного пространства можно удалить во время ремонтной смены, однако определить доминирующие источники метана в работающем забое практически невозможно, поэтому газ радон может служить природным индикатором для газа метана: чем больше долгоживущих изотопов в отобранной пробе, тем более длительное время проходили процессы его накопления. Поэтому в выработанном пространстве, суфлярах, где газы накапливались длительное время, будут преобладать газы с долгоживущими изотопами радона, а в газах, которые выделились непосредственно при разрушении угля и породы, еще сохраняются и короткоживущие изотопы.

Для проведения измерений применен радиометр эквивалентной равновесной объемной активности радона РГА-09МШ (совместная разработка ИГТМ НАН Украины и ЗАТ «Тетра» [1, 11], г. Желтые Воды), в комплект которого включен автоматизированный сигнализатор метана «Сигнал 5» (совместная разработка кафедры аэрологии и охраны труда НГУ Министерства образования Украины и завода «Червоний металіст» [2], г. Конотоп). В основу аппаратуры заложено измерение эквивалентной равновесной объемной активности (ЭРОА) радона-222 и торона (радона-220) в воздухе, а также объемной активности (концентрации) дочерних продуктов распада (ОА ДПР) радона-222 Po-218 (RaA), Pb-214(RaB), Bi-214 (RaC) при одновременном непрерывном контроле концентрации метана. При превышении допустимого уровня концентрации метана автоматически включается звуковой сигнал, рис. 1 [1].

В табл. 1 приведены результаты измерений радона в шахте им. А.Ф. Засядько, которые свидетельствуют, что наиболее опасными по радону являются исходящие вентиляционные потоки, водосборники, подвалы. В таблице выделены жирным шрифтом вертикальная колонка (результаты измерений с учетом торона) и две горизонтальные строчки (результаты измерений концентраций радона и метана) [12].

Таблица 1

Измерение радона прибором РГА-09МШ на шахте им. А.Ф. Засядько

Измеряемая величина	Подвал	Кабинет главного геолога, 3-й этаж	ВПС, горизонт 1235 м	18 вост. штрек			18 запад. конв. штрек			ЗКШ, горизонт 1235 м	Заезд из ЗКШ на ВУ №12	ВПС №2	ВВС №1	Водооборник		
				ПК 16	ПК 54	ПК 11	вход	середина	забой						ПК 15	ПК 25
Са, Бк/м ³	47,63	8,166	8,153	5,444	12,24	10,88	25,85	10,88	28,58	34,02	9,527	89,82	59,88	14,97	68,04	47,63
Св, Бк/м ³	22,81	5,023	4,968	4,674	3,976	1,884	9,557	7,464	6,069	5,372	5,023	48,62	22,11	3,976	13,39	21,62
Сс, Бк/м ³	16,87	4,193	10,00	4,346	2,128	0,000	5,853	6,488	1,213	0,000	3,913	38,37	13,53	1,568	1,652	15,48
Сдпр, Бк/м ³	23,62	5,202	5,146	4,841	4,118	1,951	9,898	7,731	6,286	5,563	5,202	50,35	22,90	4,118	13,87	22,39
Сдпт, Бк/м ³	0,00	0,000	0,102	0,000	0,000	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Срад, Бк/м³	56,57	9,698	0,823	6,465	14,54	12,93	30,71	12,93	33,94	40,40	11,31	106,6	71,11	17,78	80,81	56,57
N ₁ , имп.	100,4	20,40	20,40	17,40	20,40	13,40	46,40	29,40	38,4	40,40	21,40	205,4	107,4	22,40	88,40	97
N ₂ , имп.	65,40	14,40	14,40	13,40	11,40	5,400	27,40	21,40	17,40	15,40	14,40	139,4	63,40	11,40	38,40	62
N ₃ , имп.	0,00	0,00	1,000	0,000	0,000	0,00	0,000	0,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Метан, %	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,24	0,27	0,12	0,19	0,16	0,30	0,47	0,09	0,20 *	-

Таблица 2

**Измерение радиона прибором РГА - 09МШ в выработке, которая пересекает два тектонических нарушения
и зону повышенного горного давления**

Измеряемая величина	Конвейерный ходок восточной уклонной лавы															МТажн. ХОДОК
	ПК 13	ПК 42	ПК 56	ПК 57	ПК 58	ПК 90	ПК 100	ПК 110	ПК 120	ПК 130	ПК 140	ПК 150	ПК 160	ПК 170	ПК 176	
Глубина м	1082	1095	1102	1104	1105	1115	1119	1120	1125	1134	1139	1142	1144	1145	1149	1154
Са, Бк/м ³	2,722	24,49	8,166	25,85	19,05	36,74	50,35	57,16	31,30	25,85	19,05	16,33	10,88	6,805	4,083	14,97
Св, Бк/м ³	11,99	8,511	13,39	12,69	10,25	11,16	10,46	13,25	7,325	8,720	8,720	5,581	9,766	5,930	5,581	2,093
Сс, Бк/м ³	13,47	4,909	13,98	9,25	8,07	5,487	1,869	3,731	2,121	4,874	6,275	3,164	9,181	5,534	5,687	0,000
Срад, Бк/м³	3,233	29,09	9,698	30,71	80,81	43,64	59,80	67,88	37,17	30,71	22,62	19,39	12,93	8,082	4,849	17,78
N ₁ , имп.	36,40	42,40	4,40	55,40	88,40	59,00	67,00	80,00	44,00	44,00	39,00	28,00	36,00	22,00	19,00	17,00
N ₂ , имп.	34,40	24,40	38,40	36,40	38,40	32,00	30,00	38,00	21,00	25,00	25,00	16,00	28,00	17,00	16,00	6,000
Метан, %	0,15	0,20	0,1	0,00	0,20	0,28	0,32	0,33	0,30	0,30	0,30	0,31	0,31	0,33	0,27	0,24
v _г , м/с	-	-	-	-	-	1,2	1,2	0,8	0,6	0,8	0,6	0,38	0,45	0,65	0,45	0,6
						0,9	1,1	0,5	0,5	0,7	0,6	0,45	0,75	0,6	0,30	0,5

В табл. 2 приведены результаты измерений в конвейерном ходе восточной уклонной лавы, пересекающей на своем пути два дизъюнктивных тектонических нарушения (вертикальные колонки, выделенные жирным шрифтом) и зону повышенного горного давления (выделена курсивом). Измерения проведены совместно сотрудниками шахты им. А.Ф. Засядько и ИГТМ НАНУ. Оба тектонических нарушения имеют по несколько разрывов, охватывают зоны вдоль выработки примерно 100 и 50 м соответственно по ходу выработки. Зона повышенного горного давления достигает 200 м, находится между тектоническими нарушениями. Выработка в зоне «задавлена», остаточная высота около 2 м, о чем свидетельствует увеличенная примерно в 2 раза скорость вентиляционного потока (1,2 м).

Необходимо особо обратить внимание на тот факт, что в зоне повышенного горного давления в результате разрушения горных пород, трещиноватости не только выделяется повышенное количество радона, а и значительно преобладает количество короткоживущих изотопов над долгоживущими, то есть происходят процессы усиленного горного давления. В зонах тектонических нарушений содержание различных изотопов выравнивается, но сохраняется повышенное содержание радона и его изотопов.

Исследования газодинамических процессов проводились в соответствии с разработанной «Методикой исследования переходных аэрогазодинамических процессов и оценки параметров проветривания в горных выработках шахты им. А.Ф. Засядько».

Таким образом, проведенные исследования позволяют заблаговременно прогнозировать газовую ситуацию на выемочном участке, определять места интенсивного поступления радона и заблаговременно обнаруживать участки горных выработок с повышенным выходом метана для своевременного предотвращения достижения недопустимых его концентраций при управлении проветриванием. Это позволит повысить безопасность ведения горных работ, а также снизить убытки от простоев, обусловленных газовым фактором.

Список литературы

1. Геомеханічний моніторинг підземних геотехнічних систем / А.В. Анциферов, С.І. Скіпочка, А.О. Яланський та ін. - Вид-во «Ноулідж», 2010. - 251 с.
2. Голинько В.И. Контроль взрывоопасности горных выработок шахт / В.И. Голинько, А.К. Котляров, В.В. Белоножко. - Днепропетровск: Наука и образование, 2004. - 208 с.
3. Радченко, В. В. Ликвидация аварий в угольных шахтах / В. В. Радченко, С. Н. Смоленов, Г. М. Алейникова и др. - К.: Техника, 1999. - 320 с.
4. Правила безпеки у вугільних шахтах. НПАОП 10.0 - 1.01 - 05 / С.О. Сторчак, О.В. Агафонов, О.М. Брюханов та ін. - К.: Держнаглядохоронпраці України, 2005. - 400 с.
5. Булат, А.Ф. Научно-методические основы и реализация технологии дегазации углепородного массива - «газового горизонта» / А.Ф. Булат, Е.Ф. Звягильский // Материалы Международного энергетического форума «МЭФ СНГ-04». - Ялта, 2004. - Секция Уголь СНГ. - С. 1 - 4.
6. Способи оцінки небезпечних явищ в складних гірничо-геологічних умовах на базі вимірювань радіаційних випромінювань / В.Г. Перепелиця, А.О. Яланський, Т.А. Паламарчук, А.Г. Заболотній // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины. - Днепропетровск, 2004. - Вып. 50. - С. 142. - 148.

7. Фізичне обґрунтування працездатності та інформативності методу радіаційного випромінювання у вугільних шахтах / В. Г. Перепелиця, А. О. Яланський, Т. А. Паламарчук, А. Г. Заболотний // Вісті Донецького гірничого інституту. - 2004. - №2. - С. 147–154.
8. Теоретичне обґрунтування застосування методу радіаційного випромінювання як фактора використання виробничого контролю стану вуглепородного масиву / А.Ф. Булат, В.Г. Перепелиця, А.О. Яланський, Т.А. Паламарчук, І.О. Єфремов // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины. - Днепропетровск, 2006. - Вып. 66. - С. 3–14.
9. Кузьмичев В.Е. Законы и формулы физики / В.Е. Кузьмичев. - К: Наук. думка, 1989. - 864 с.
10. Радіаційна обстановка на шахтах Кривбасу / П.Г. Гагауз, В.М. Куроченко, Ю.М. Чарока, О.І. Молчанов, О.М. Беднарк // Охорона праці на підприємствах гірничо-металургійного комплексу. - Кривий Ріг: НДБПГ, 1998. - С. 3–9.
11. Радиометр эквивалентной равновесной объемной активности радона РГА-09МШ. Руководство по эксплуатации АЖАХ.412123.008 РЭ. - Желтые воды: Тетра, 2007. - 24 с.
12. Застосування методів радіометрії для контролю зміни напружено-деформованого стану масиву при вугледобуванні / В. Г. Перепелиця, А. О. Яланський, Т. А. Паламарчук, А. Г. Заболотний, І. О. Єфремов // Матер. III міжнародної наук.-практ. конф. «Промышленная безопасность и охрана труда». - Ялта. - 2008. - С. 79–87.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 02.03.2014*

УДК 628.46 /47/49

© С.Х. Авраменко, С.Ф. Гупало, Д.О. Сірченко

ЕКОЛОГІЧНІ ПРОБЛЕМИ МІСТ ВІД ПОБУТОВИХ ВІДХОДІВ ТА ШЛЯХИ ЇХ ЗМЕНШЕННЯ

На прикладі м. Дніпродзержинська виконано аналіз екологічних проблем від побутових відходів, причин та надано шляхи їх зменшення.

На прикладі г. Днепродзержинска выполнен анализ экологических проблем от бытовых отходов, причин и предложены пути их решения.

Collected the analysis of the problem of solid waste in Dneprodzerzhinsk, causes and propose of way their decision.

Вступ Поводження з твердими побутовими відходами (ТПВ) є однією з найактуальніших проблем сучасності. Переробка та утилізація відходів — складна і багатофакторна екологічна, економічна, технологічна та соціальна проблема.

Розвиток населених пунктів України, де на обмежених територіях зосереджена більшість населення і об'єктів господарської діяльності, перетворив проблему збору, переробки та розміщення твердих побутових відходів в значну з екологічної й економічної точки зору проблему національного значення стосовно: стану навколишнього середовища, збитку, що завдається здоров'ю населення, втрат значної частини вторинної сировини, збільшення необґрунтованих

економічних витрат на збір і розміщення відходів, пряму і непрямую компенсацію збитку земельному фонду та водним ресурсам.

Найбільшу загрозу для навколишнього природного середовища становлять існуючі в населених пунктах звалища і полігони відходів, а також несанкціоновані («стихійні») звалища сміття, які не лише псують естетичний вигляд міста, а й становлять велику загрозу здоров'ю населення. В даний час майже всі полігони і звалища не відповідають вимогам екологічної безпеки, перевантажені, фільтрати практично не знезаражуються, необхідні їх термінова санація чи рекультивация, пошук і облагодження нових місць для розміщення відходів [1]. Проте можливості для будівництва сучасних полігонів обмежені внаслідок відсутності фінансування і вільних земельних ресурсів. Найпоширеніший до останнього часу спосіб боротьби з побутовими відходами в містах - вивіз їх на звалища - не вирішує проблему, а прямо скажемо, посилює її. В цілому з відходів в навколишнє середовище потрапляє більше ста токсичних речовин. Нерідко звалища горять, викидаючи в атмосферу отруйний дим.

Ситуацію не змінила поява на початку 80-х років сміттеспалювальних заводів (ССЗ) з пристроями для очищення викидів [2]. ССЗ, подібно до звалищ, були непривітно зустрінуті населенням через побоювання діюксинів і інших забруднювачів повітря, а також через невирішені проблеми з похованням токсичної золи, що утворюється при спалюванні ТПВ. Знаходити майданчики для ССЗ виявилось нітрохи не легшим, ніж для полігонів.

В Дніпропетровській області, у зв'язку з великим техногенним навантаженням, рівень забруднення навколишнього середовища надзвичайно високий. Місто Дніпродзержинськ також не являється виключенням. Відходи споживання є одними з вагомих чинників забруднення навколишнього природного середовища і негативного впливу на всі його компоненти.

Серед причин зростання кількості побутових відходів називають зростання чисельності населення. Проте вчені довели, що кількість відходів зростає набагато швидше, ніж кількість населення, тобто причина полягає не у кількості, а у способі життя людей, які використовують все більше пакувальних матеріалів, виготовляють і купують неякісні товари, що швидко виходять з ладу, викидають речі замість того, щоб знайти їм інше застосування тощо.

Метою роботи є аналіз, узагальнення та підготовка матеріалів для удосконалення системи поводження з твердими побутовими відходами.

Методи дослідження – аналіз літературних джерел, нормативні, законодавчі документи, візуальне визначення стану системи поводження з відходами у місті, аналіз причин порушення складування відходів та стану міського сміттєзвалища.

Результати роботи. Виконано аналіз нинішнього стану ТПВ м. Дніпродзержинська. Визначено, що у місті щорічно лише в житловому фонді утворюється близько 43 тис. т вказаних відходів. Актуальні питання вторинного використання, переробки і знешкодження ТПВ потребують на сьогодні вкладення значних коштів, а традиційний метод складування сміття на звалищах стає малоефективним і небезпечним для навколишнього середовища.

Згідно ДБН 360–92 Дніпродзержинськ можна віднести до 3 групи міст, тому що кількість мешканців коливається в межах 250–300 тис чоловік. В житловому фонді міста в багатоповерхових будинках мешкає 153663 чоловіка та 96337 – в приватному секторі, але це лише офіційно. На жаль неможливо встановити кількість людей, що живуть і працюють в місті без прописки і при цьому щоденно вносять свою долю у загальне накопичення ТПВ, тим самим уникаючи розрахунків за надані їм послуги (норми утворення відходів для мешканців міста затверджені у 2012 р) [3].

Аналіз діючої системи збору та вивозу ТПВ на міське сміттєзвалище показує, що на роботу діючої системи збору та вивозу ТПВ і на санітарний стан міста в цілому негативно впливають практично повна зношеність рухомого складу, борги житлово-комунальних підприємств та різке підвищення на пальне та газ.

Для забезпечення подальшої роботи щодо санітарного очищення міста, недопущення утворення на його території стихійних сміттєзвалищ необхідно надати фінансову допомогу підприємству, яке забезпечує щоденне вивезення ТПВ. Необхідно замінити стару техніку на нову, встановлювати норми накопичення ТПВ не на п'ять років, а на коротший термін, надати кошти на дезінфекцію контейнерів, сміттєвозів, ввести систему штрафних санкцій за створення стихійних звалищ і, як наслідок, забруднення навколишнього середовища.

На сьогоднішній день збирання твердих побутових відходів (ТПВ) здійснюється за унітарною системою, тобто побутові відходи не сортуються за компонентами, а збираються в давно зношені загальні контейнери для сміття. Не вирішено в місті питання збирання габаритних відходів – старих меблів, побутової техніки, а також будівельного сміття, що утворюється під час ремонту та при реконструкції житлових приміщень на нежитлові.

Необхідно розробити програму фінансування для проведення ефективних заходів щодо забезпечення нормального санітарного стану Дніпродзержинська та організації безперебійної роботи діючої системи, яка здійснює експлуатацію міського сміттєзвалища та вивозить ТПВ з території міста, а також для поліпшення якості послуг щодо санітарного очищення з одночасним зниженням нерациональних витрат при вивезенні ТПВ.

В даний час в місті існує лише одне офіційне сміттєзвалище, розташоване в безпосередній близькості від житлового масиву і не відповідає елементарним екологічним вимогам. Воно введене в експлуатацію ще в 1962 році, куди місто вже не одне десятиліття вивозить свої муніципальні відходи. Запас терміну його експлуатації вичерпаний і ухвалою міської СЕС № 167 від 30.09.1991 року експлуатація звалища припинена. Дозволена лише «тимчасова» його експлуатація до закінчення будівництва сміттєспалювального заводу або виділення нового полігону ТПВ, що терміном понад 25 років так і не вирішено.

Загальна площа сміттєзвалища – 3,6 га, відстань до найближчого житла – 1 км, середньорічний обсяг відходів, що поступають, перевищує 217 тис м³. Технологія складування ТПВ наступна: сміття планується, ущільнюється без попереднього сортування, аналіз ґрунтових вод не проводиться, метан, що

утворюється, не вловлюється через відсутність свердловин, фільтрати не відводяться на очищення

Перша спроба змінити стан проблеми з відходами за рахунок будівництва сміттєспалювального заводу на Лівобережній частині міста зазнала поразки через відмову мешканців від розташування поблизу їх помешкання чергового джерела забруднення, потім місце розташування ССЗ було змінено на Правобережну частину міста. Згодом будівництво отримало назву – сміттєперероблюючий завод і було знову зупинено за відсутності в технологічному проекті сортувальної лінії для відходів.

В серпні 2007 року представникам міської влади був наданий на розгляд проект організації збору та утилізації ТПВ міста зі створенням полігону представниками італійської компанії «Lightning». Для реалізації проекту необхідно було одержати дозвіл міських структур влади на виділення окремого майданчика під полігон і будівництво підприємства з подальшою передачею їх у володіння компанії на термін 49 років. Орієнтовна кошторисна вартість проекту складала 3 млн. доларів США. На той час у Дніпродзержинську на будівництво заводу потужністю 20 тис. т/ рік ТПВ вже було витрачено, за рахунок державного та обласного бюджету, 13 млн. грн., а до кінця 2007 року планувалося освоїти ще понад 7 млн. грн., отже повна кошторисна вартість об'єкту повинна була складати 31,7 млн. грн. (спочатку це було 22 млн. грн.), готовність заводу – 68 %. Основні будівельні роботи на майданчику були завершені, проводився монтаж обладнання. Але надалі, по невідомим нам причинам, міська влада відмовилась від проекту італійської компанії.

На сьогодні сміття від підприємств та з житлового фонду продовжують вивозити на все те ж сміттєзвалище, і, як результат, з'являються все нові несанкціоновані смітники. Виконані нами рейди по вивченню санітарного стану міста у 2012–2014 р. р. показав, що в багатьох подвір'ях, в балках, що знаходяться в межах міста і на прилеглий до нього території, а також в лісі, що прилягає до лівобережної частини міста, існують несанкціоновані, безладні звалища побутового, будівельного сміття і інших відходів.

Проблеми відходів є постійно зростаючими, що потребує детального розгляду та вирішення організаційних питань, тому це має бути окремим дослідженням. Більша частка ТПВ належить підприємствам (табл., дані 2011 р.)

Неприємні запахи є головною причиною скарг мешканців і робітників районів, що розташовані поблизу звалищ. Це негативне явище пов'язане з появою навіть слабкого вітру при стабільності атмосферних мас, що проявляється головним чином в ранкові та вечірні години.

Утворення біогазу пов'язане, зокрема, з загрозою виникнення пожежі чи вибухів. Тому необхідно приймати міри при проектуванні та експлуатації звалища і ставити питання про збір і використання біогазу як палива.

Іншою проблемою звалища та прилеглої місцевості є забруднення легкими фракціями сміття. Побутові відходи мають цілий ряд пластикових пакетів, поліетиленові вироби, папір та вироби з нього, які можуть поширюватися за допомогою вітру.

Утворення побутових відходів на підприємствах міста (т/рік)

Назва підприємства	Маса відходів	Назва підприємства	Маса відходів
ВАТ « ДніпроАзот»	1250	АК « Демос»	236
ВАТ « Баглійкокс»	1000	ТОВ « Дніпровський автобусний завод»	221
ТОВ«ЗаводТехноНІКЕЛЬ»	574,8	ТОВ « Спецтехоснастка»	133
ВАТ « Дніпровагонмаш»	454	ДП « Смоли»	126,5
ДНВП « Цирконій»	439,89	РЕМ ВАТ Енергопостачальної компанії « Дніпрообленерго»	125
МП « Дніпродзержинський сталеливарний завод»	258,9	Інші	787,65

Відомо, що звалище – зона харчування птахів. Птах, який харчується на полігоні ТПВ, може бути потенційним розповсюджувачем хвороб.

В роботі виконано аналіз досвіду поводження з ТПВ в різних країнах. Унікальний експеримент з роздільного збору побутового сміття та його переробки за допомогою червоних каліфорнійських черв'яків, виведених у 1959 р. в США здійснено в Москві [4]. Він живе до 16 років, пропускає через свій кишечник органічні відходи, розкладає, перетравлює їх і перетворює на біогумус.

Невеликий 10-ти сантиметровий черв'як має унікальну спроможність поїдати будь-який органічний матеріал – тирсу, папір, картон, гнилі овочі, мул стічних вод, відходи харчових підприємств, кістки, нутрощі тварин і т. д.

За добу червоні каліфорнійські черв'яки з'їдають сміття трохи більше своєї ваги (близько одного грама) і виробляють приблизно стільки ж добрив.

Американські вчені підраховали, що метали, отримані з твердих відходів, що складаються в роздільні контейнери, можуть забезпечити національну потребу в залізі на 7 %, в алюмінії на 8 % і в олові на 19 %.

Парламент штату прийняв закон про фінансову підтримку охорони води і ґрунту, національних парків та збереження деревини. Такий же закон був прийнятий і щодо сміття. Крім цього була видана заборона на поховання на полігонах таких відходів, як акумуляторні батареї, відпрацьоване масло, автомобільні покришки. Гроші збираються в спеціальний фонд, який здійснює фінансування та координацію програм. За рахунок усіх заходів у фонді щорічно акумулюється більш ніж 7 млн. доларів.

Німці стали ділити відходи: скло до скла, папір до паперу. Бочки повинні стояти недалеко від будинків, але й не далі ніж 15 м від проїжджої частини, щоб полегшити роботу сміттярів. Ліки з простроченою датою приймають аптеки. Для старих батарейок є прийомні пункти в будь-якому супермаркеті. Сміття, зібране в місті, в залежності від відстані між територією збору і полігоном, доставляється або безпосередньо на полігон, або в центр по сортуванню, або на

сміттєперевантажуючу станцію, де за допомогою сміттєприймача здійснюється перевантаження сміття у великі (вантажопідйомністю 24 - 40 т.) автоконтейнери з метою скорочення транспортних витрат при перевезенні на великі відстані. У центрах з сортування зібрані пакувальні матеріали сортуються вручну. Зараз, в Німеччині, діє міжмуніципальна програма «По поводженню з ТПВ» .

Для жителів Швеції стало досить звичною справою сортувати сміття вже вдома, під кухонною раковиною. Збір сміття проводиться раз на два тижні машиною з автонавантажувачем, так що робітникам навіть не потрібно виходити з кабіни.

Старі газети збираються раз на тиждень. У ряді місць розташовуються спеціальні «газетозбиральники». Алюмінієві банки повертаються до супермаркетів, за них там виплачується застава вартість. Скло викидається в спеціальні контейнери білого і зеленого кольору, в які викидається відповідно прозоре і зелене скло.

З 1990 р. уряд Великобританії проводить у життя загальноєвропейську директиву: не менше 70% харчових пластикових ємностей (пляшок, склянок, пакетів, блістерних упаковок тощо) повинно піддаватися переробці.

Наведені методи подолання проблеми ТПВ можна застосовувати і в містах України, в тому числі у Дніпродзержинську, адже ці методи вже перевірені і не потребують складних змін та удосконалення.

Аналіз показує, що головними причинами виникнення проблеми з побутовими відходами є:

- незадовільний рівень охоплення населення послугами з вивезення твердих побутових відходів;
- недостатня якість надання послуг з вивезення твердих побутових відходів;
- відсутність сучасних ефективних технологій перероблення та утилізації твердих побутових відходів.

Надання ефективних і якісних послуг згідно з вимогами Закону України «Про житлово-комунальні послуги» та іншими нормативно-правовими та нормативно-технічними актами у сфері поводження з ТПВ виконується не на належному рівні, що насамперед пов'язано із станом основних фондів підприємств санітарного очищення.

Середній показник зношеності спеціального автотранспорту для збирання і перевезення ТПВ сягає близько 70%, застарілі типи контейнерів (рис.7), які проржавіли, без кришок, практично не дезінфікуються, отже не відповідають технологічним, санітарно-епідеміологічним та екологічним вимогам. Підприємства працюють за необґрунтованими тарифами, в результаті не забезпечено стовідсоткове покриття витрат на надання послуг із вивезення відходів, брак коштів не дозволяють підприємствам дотримуватися відповідних технологічних, санітарних та екологічних норм і правил, оновлювати парк сміттєзбиральної техніки, впроваджувати сучасні технології та обладнання.

Низька інноваційно-інвестиційна активність суб'єктів господарювання у сфері поводження з ТПВ виражається у повільних темпах впровадження сучас-

них ефективних технологій - роздільного збирання, сортування, енергетичної утилізації та ін. Ринковий механізм використання відходів в енергетичних цілях та як джерела вторинної сировини є недосконалим внаслідок недостатніх темпів розвитку його організаційно-виробничої інфраструктури та відсутності дієвих економічних стимулів залучення у цю сферу малого і середнього бізнесу, що передбачено ст. 40 Закону України «Про відходи».

Однією з головних причин виникнення проблеми можна вважати низький рівень участі громадськості у сфері поводження з ТПВ, пасивне ставлення населення до її проблем. Зокрема, недостатній рівень екологічної освіти та виховання усіх верств населення зумовлює низький рівень упровадження роздільного збирання ТПВ в Дніпродзержинську та в цілому в населених пунктах України.

На основі результатів аналітичних досліджень пропонується наступний оптимальний варіант вирішення проблеми ТПВ, що передбачає:

- створення сміттє - сортувальнопереробного комплексу (ССПК), завдяки чому буде забезпечено:
 - відсортування частини відходів та використання їх як джерела вторинної сировини;
 - переробку більшої частини відходів у товарну продукцію на додаткових виробництвах, що входять до складу ССПК;
 - направлення залишкової частини відходів для розміщення на майданчиках депонування брикетованих відходів;
 - переробку відповідних відходів у екологічно безпечні багаті гумусом ґрунтові суміші;
 - використання певних відходів як додаткового компоненту до палива на енергогенеруючих установках.

Схема забезпечує максимально повне залучення відходів до переробки, а збільшення обсягу відходів, залучених у обіг, призводить до скорочення сировинного імпорту, а крім того, забезпечується мінімізація обсягів та ступеню небезпеки “залишкових відходів”, що будуть розміщені у навколишньому середовищі.

Суттєвого скорочення ТПВ на сучасному етапі можна досягти, виконуючи триєдину задачу:

Видалення з відходів небезпечних токсичних компонентів (акумулятори, батарейки, люмінесцентні лампи), будівельного сміття та неліквідів через роздільне їх збирання.

Скорочення відходів паперу та пластику, які є домінуючими компонентами у ТПВ і складають 40-45% від їх кількості. Для цього необхідно:

- зменшити вагу та об'єм паперової та пластикової упаковки;
- використовувати оптимально необхідну кількість матеріалів на упаковку товару;
- вживати тару багаторазового використання або таку, яка легко переробляється чи розкладається

- віддавати перевагу упаковці, для виготовлення якої використовували екологічно чисті матеріали.

Всі ці методи та засоби поводження з ТПВ рекомендується обирати з урахуванням їх складу та властивостей річного обсягу утворення, кліматичних умов, потреби у вторинних енергетичних та матеріальних ресурсах, органічних добривах, економічних факторів та інших вимог. Порядок поводження з ТПВ визначається затвердженими органами місцевого самоврядування "Правилами благоустрою", "Схемою санітарної очистки" та відповідними місцевими програмами поводження з ТПВ.

Висновки. Виконано збір, узагальнення та підготовка інформації стосовно системи поводження з твердими побутовими відходами.

Виконано аналіз системи поводження з відходами в Україні і виявлені її недоліки, проаналізовані проблеми з ТПВ у м. Дніпродзержинськ, наведені їх основні причини.

Виявлено, що в місті проблема відходів стоїть досить гостро. Діюча система збирання, вивозу і складування відходів не в змозі впоратися з наростаючою кількістю сміття.

Виявлено, що в результаті накопичення відходів на сміттєзвалищі їх кількість уже перевищила всі дозволені норми, що негативно впливає на навколишнє середовище і людей. Основними складовими, що входять до складу ТПВ, є: папір, харчові відходи, скло, пластмаси і таке інше.

Виконано аналіз досвіду закордонних країн, які вже вирішили проблему ТПВ. Наведені заходи інших країн щодо поводження з відходами та можливість їх застосування в місті.

Розроблені та рекомендовані заходи до удосконалення комплексної системи управління та поводження з відходами, яка складається з роздільного збору небезпечних компонентів ТПВ, скорочення відходів, вторинної переробки і виключає спалювання та захоронення. Для ефективної дії розробленої системи запропоновано ряд заходів для її належного функціонування.

Список літератури

1. Закон України „Про відходи” від 05.03.1998р № 187/98-ВР, із змінами, внесеними згідно із Законом № 3073-ІІІ (3073-14) від 07.03.2002р.
2. Твердые промышленные и бытовые отходы, их свойства и переработка / Дрейер А.А., Сачков А.Н., Никольский К.С., Маринин Ю.И., Миронов А.В.: Экология городов, 1997. – 97с.
3. Інтернет портал міста: Оголошення Дніпродзержинської Міської Ради: <http://www.dndz.gov.ua/pid=779>
4. <http://biodobriwo.com.ua/our-products/breeding-stock/california-worm>

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 20.11.2014*

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ВЕТРОВОГО ПОТОКА НА УЛИЦАХ ГОРОДА

Разработана математическая модель для исследования структуры ветрового потока на улицах города. Модель основывается на решении гидродинамической задачи с использованием метода дискретных вихрей. Проведенные численные расчеты позволяют явно оценить структуру ветрового потока, которая формируется при обтекании зданий или рассматриваемых архитектурных сооружений, чтобы обеспечить комфортный ветровой режим на пешеходном уровне.

Розроблено математичну модель для дослідження структури вітрового потоку на вулицях міста. Модель ґрунтується на рішенні гідродинамічної задачі з використанням методу дискретних вихорів. Проведені чисельні розрахунки дозволяють явно оцінити структуру вітрового потоку, яка формується при обтіканні будівель та архітектурних споруд, щоб забезпечити комфортний вітровий режим на пішохідному рівні.

The mathematical model developed for the study of the structure wind flow in the streets. The model is based on the solution of the hydrodynamic task using the method of discrete vortices. The numerical calculations are made in the work. This makes it possible to evaluate the structure of the wind flow, which is formed in the flow around buildings or architectural structures. It is necessary to create of comfortable wind regime at the pedestrian level.

Постановка проблемы и анализ публикаций. Быстрая урбанизация, как глобальная проблема появилась уже несколько десятков лет назад, и развитие крупных городов в мегаполисы привело к возникновению основных источников преобразования и загрязнения окружающей среды, а также к изменению городского пространства. Проблема создания зон экологического комфорта в городской среде приобретает особую важность в связи с бурным ростом городского населения и уплотнением городской застройки. Рост городов сопровождается сокращением количества чистого воздуха, зеленого пространства и тишины.

Крупные города вносят существенные изменения в сложившийся ветровой режим движения воздушных масс. Высотные здания, размещенные в городской среде без учета ветрового режима, могут приводить к созданию нежелательных вихревых потоков, которые возникают при обтекании зданий.

Поэтому, в настоящее время в странах Евросоюза повышенное внимание привлекает проблема «ветрового комфорта» на улицах городов. Суть проблемы заключается в том, что на пешеходном уровне скорость ветра не должна быть слишком большой, а должна находилась в том диапазоне, который является для человека комфортным. Таким образом, в случае проектирования новых микрорайонов или реконструкции существующих возникает задача о том, как располагать здания, малые архитектурные сооружения, чтобы обеспечить комфортный ветровой режим.

Для решения такой задачи необходимо иметь математические модели, позволяющие исследовать структуру ветрового потока в условиях городской застройки.

Существующие за рубежом CFD модели учитывают влияние зданий на формирование ветрового режима на улицах городов, однако расчеты по этим моделям ведутся на базе программных пакетов, которые требуют для проведения численных расчетов больших временных затрат, так как данные модели основаны на уравнениях Навье-Стокса. Для реализации таких CFD моделей необходима очень мелкая сетка и универсальные модели турбулентности для рассматриваемого класса задач. По данным моделям исследуется влияние зданий на пешеходов, которые находятся снаружи, возле зданий. Рассматривается соотношение между эффективным ветром, комфортным ветром, опасным ветром и местным ветром. В настоящее время для исследований используют коммерческий код Fluent Code [5] и k-ε модель турбулентности [6], выбор которой основан на рекомендациях [4]. Эта модель турбулентности подтверждается исследованиями, проведенными для условий на пешеходном уровне для данного класса задач. Также существуют классические аналитические способы расчета взаимодействия ветровых потоков со строительными сооружениями [1].

Целью данной работы является разработка эффективной математической модели, основанной на применении гидродинамической модели идеальной жидкости. Данная модель, разработанная на базе метода дискретных вихрей, позволяет явно увидеть структуру вихревого потока, которая формируется при обтекании зданий, что в дальнейшем позволит построить картину линий тока, получить поле скорости ветрового потока около зданий или рассматриваемых архитектурных сооружений.

Математическая модель. Рассматривается отрывное нестационарное обтекание здания и малой архитектурной постройки рис. 1 с изломами образующей, которые имеют характерные геометрические размеры: длина – l_1, l_2 ; высота – h_1, h_2 и расположены на расстоянии Δl друг от друга в плоской системе координат Oxy .

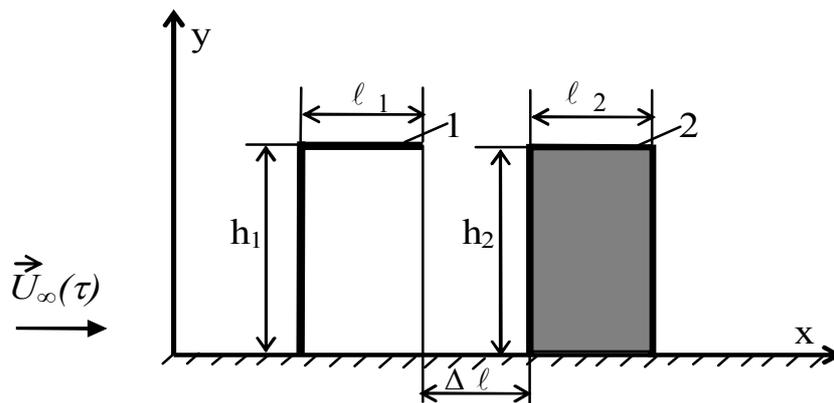


Рис. 1. Схема расчетной области: 1 – малое архитектурное сооружение; 2 – здание

Параметры $h_1, h_2, l_1, l_2, \Delta l$ могут варьироваться в зависимости от высоты зданий и способа их расположения. Ветровой поток движется с постоянной скоростью $\vec{U}_\infty(\tau)$ вдоль положительной оси Ox . За характерный размер принята величина $l = h_1$, где h_1 – высота первого сооружения; за

характерную скорость – значение скорости набегающего потока $\vec{U}_\infty(\tau)$, где τ – безразмерное время, которое определяется, как $\tau = U_\infty(\tau) \cdot t / \ell$; t – физическое время; $\Delta\tau \approx 1/n$ – безразмерный шаг по времени; n – число присоединенных вихрей, которыми моделируется поверхность здания.

Для моделирования процесса обтекания зданий потоком воздуха используется метод дискретных вихрей [3], который позволяет рассчитать структуру вихревого потока при различных условиях размещения зданий [2].

Для расчета отрывного обтекания рассматриваемых сооружений у поверхности земли используется основная и зеркально отображенная вихревые системы [2; 3]. Каждая из них состоит из присоединенных дискретных вихрей, циркуляции которых Γ_μ равны по величине и противоположны по знаку, и свободных $\delta_1^\tau, \delta_2^\tau, \delta_3^\tau, \delta_4^\tau$ вихревых пелен, сходящих с изломов поверхностей в момент времени τ рис. 2. Движение последних в обеих вихревых системах происходит симметрично. При таком разбиении на линии симметрии Ox автоматически в любой момент времени выполняется условие непротекания, что равносильно присутствию здесь поверхности земли. Схема разбиения поверхностей сооружений включает: n контрольных точек, где выполняется граничное условие непротекания и n дискретных вихрей. Первые располагаются на линиях ν , а вторые – на линиях μ между контрольными точками, как в основной, так и зеркально отображенной вихревой системе рис.2.

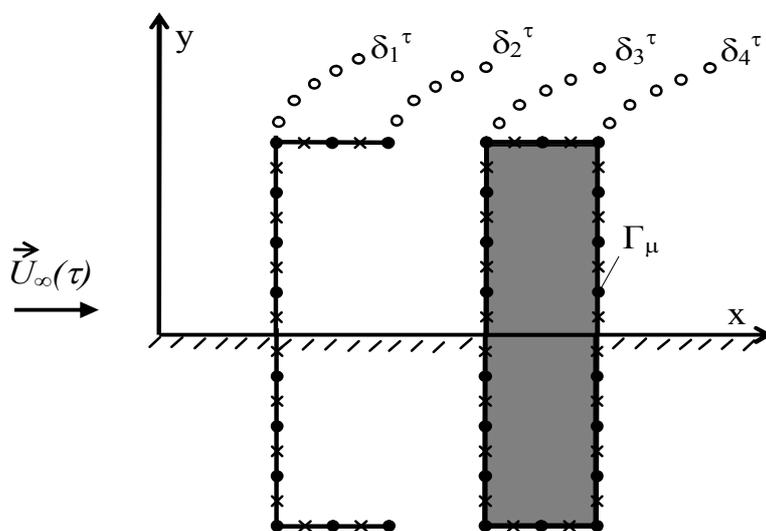


Рис. 2. Моделирование поверхности тел системой дискретных вихрей (•) и контрольных точек (x)

Циркуляции присоединенных вихрей Γ_μ на k -ом шаге по времени определяются из решения системы линейных алгебраических уравнений (1), которая выражает собой условие непротекания поверхностей сооружений и условие бесциркуляционного обтекания.

$$\sum_{\nu=0}^n \left[\sum_{\mu=0}^n \Gamma_\mu (a_{\nu\mu} - a'_{\nu\mu}) = -\cos(U_\infty, n)_\nu - \sum_{kk=1}^4 \sum_{i=1}^k \delta_{kk i} (a_{kk i} - a'_{kk i})_\nu \right], \quad (1)$$

где Γ_μ – циркуляция μ -ого присоединенного вихря; $a_{v\mu}$, $a'_{v\mu}$ – нормальная составляющая скорости в v -ой контрольной точке от μ -ого присоединенного вихря основной и зеркально отображенной вихревых систем; $(a_{kk\ i})_v$, $(a'_{kk\ i})_v$ – нормальные составляющие скорости в v -ой контрольной точке от i -ого свободного вихря основной и зеркально отображенной вихревых систем; kk – порядковый номер вихревой пелены; k – количество свободных вихрей в потоке в момент времени τ в соответствующей вихревой пелене kk ; $\cos(\vec{U}_\infty, \vec{n})_v$ – косинус угла между вектором скорости потока $\vec{U}_\infty(\tau)$ и нормалью \vec{n} к поверхности тела в каждой контрольной точке. Вычисленные значения циркуляций присоединенных дискретных вихрей Γ_μ в местах излома поверхностей определяют циркуляции свободных вихрей δ_1^i , δ_2^i , δ_3^i , δ_4^i в расчетные моменты времени τ , $i=1, \dots, k$.

Новое положение свободных вихрей определяется согласно методу Эйлера по следующим соотношениям:

$$\begin{cases} x_{kk\ i}^{\tau+1} = x_{kk\ i}^\tau + \left[\sum_{\mu=0}^n V_{xi\mu} - V'_{xi\mu} + \sum_{j=0}^k V_{xij} - V'_{xij} + U(\tau) \right] \cdot \Delta t, \\ y_{kk\ i}^{\tau+1} = y_{kk\ i}^\tau + \left[\sum_{\mu=0}^n V_{yi\mu} - V'_{yi\mu} + \sum_{j=0}^k V_{yij} - V'_{yij} \right] \cdot \Delta t; \quad i=1, \dots, k; \quad kk=1, \dots, 4; \end{cases} \quad (2)$$

где $(V_x)_{i\mu}$, $(V'_x)_{i\mu}$, $(V_y)_{i\mu}$, $(V'_y)_{i\mu}$, $(V_x)_{ij}$, $(V'_x)_{ij}$, $(V_y)_{ij}$, $(V'_y)_{ij}$ – эти компоненты скорости можно найти из соотношений (3).

$$\begin{cases} V_{xik} = -\frac{1}{2\pi} \frac{y_k - y_i}{(x_k - x_i)^2 + (y_k - y_i)^2}; \\ V_{yik} = \frac{1}{2\pi} \frac{y_k - y_i}{(x_k - x_i)^2 + (y_k - y_i)^2}. \end{cases} \quad (3)$$

где k – расчетная точка, в которой определяется скорость; i – вихрь, который индуцирует скорость.

Практическая реализация модели. Разработанная математическая модель была применена для численного расчета структуры вихревого потока, линий тока и поля скорости при обтекании ветровым потоком здания и малой архитектурной постройки одинаковой длины $\ell_1 = \ell_2$ и высоты $h_1 = h_2$.

Рассматривалось три сценария: $\Delta\ell=3l$, $\Delta\ell=2l$, $\Delta\ell=l$, где $\Delta\ell$ – расстояние между зданием и малой архитектурной постройкой, l – характерный размер. Результаты расчета структуры вихревого потока представлены на рис. 3 – рис. 5, что соответствует 50 шагам по времени или для момента времени 15 с.

Анализируя структуру вихревого потока, представленную на рис. 3–5, можно видеть, что если рассматриваемые объекты находятся на достаточном расстоянии друг от друга $\Delta\ell=3l$ (рис. 3), то возникает мощный вихревой поток

внутри малого сооружения и на подветренной стороне капитального здания, что способствует образованию в этих областях застойных зон. Однако, так как вихревые пелены, сходящие с острых кромок обоих объектов не взаимодействуют между собой, то с течением времени вихревой поток около малого сооружения вытягивается и выносится за его пределы, что способствует хорошему вентилированию межкорпусного пространства. При уменьшении расстояния $\Delta\ell=2l$ (рис. 4) видно, что постепенно вихревые пелены, сходящие с малого сооружения, проникают в вихревой поток, который формируется около капитального здания, и при $\Delta\ell=l$ (рис. 5) образуются мощные порывы ветра (завихрения большой интенсивности), как в зазоре между рассматриваемыми объектами, так и внутри малого сооружения.

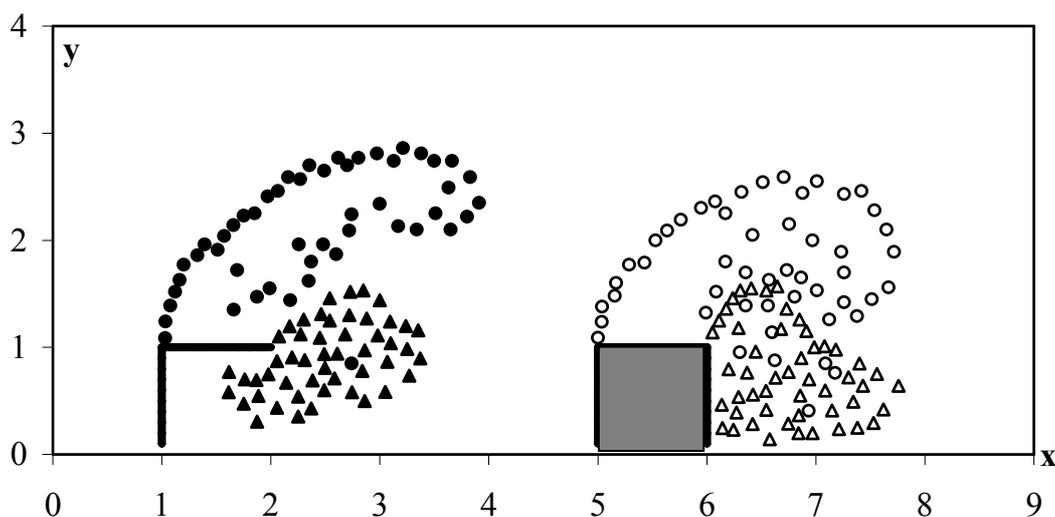


Рис. 3. Структура вихревого потока при $\Delta\ell=3l$

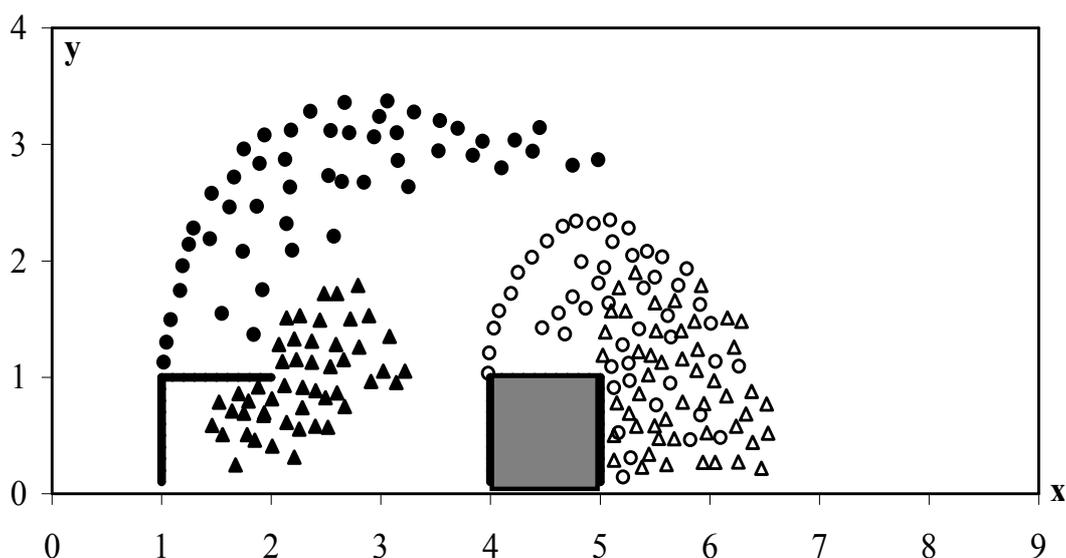


Рис. 4. Структура вихревого потока при $\Delta\ell=2l$

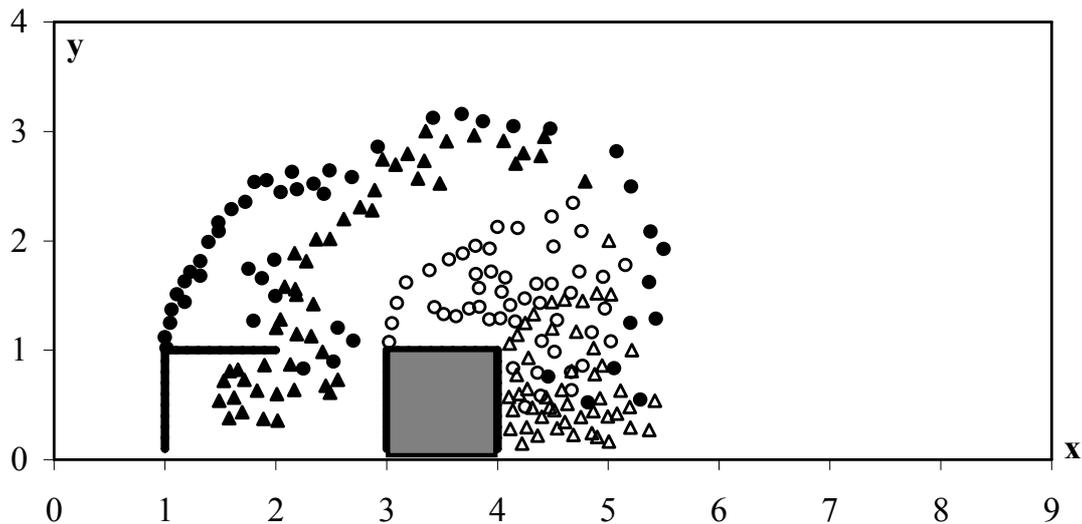


Рис. 5. Структура вихревого потока при $\Delta t = l$

Таким образом, разработанная математическая модель позволяет оперативно получать промежуточные результаты по оценке структуры ветрового потока при решении задачи о «ветровом комфорте» на улицах городов с учетом габаритов зданий и их взаимного расположения друг относительно друга. На основании такой информации можно выбрать оптимальные расположение объектов на улице, чтобы не возникали мощные вихревые потоки, которые нарушают «ветровой комфорт».

Выводы. В данной работе исследовался характер обтекания совокупности здания и малой архитектурной постройки, которые представляют собой плохообтекаемые тела, так как угловые кромки и зазоры между ними становятся причиной возникновения интенсивных вихреобразований. Разработана математическая модель и методика численного расчета нестационарного отрывного обтекания сооружений с изломами, которая базируется на методе дискретных вихрей. В дальнейших исследованиях данная математическая модель может быть применима для исследования структуры вихревого потока около сооружений различных размеров, формы и взаимного расположения, а также для изучения формы линий тока и поля скорости ветрового потока при обтекании зданий на улицах города.

Список литературы

1. Реттер Э. И. Архитектурно-строительная аэродинамика / Э. И. Реттер. – М.: Стройиздат, 1984. – 294 с.
2. Русакова Т. И. Численное исследование структуры вихревого потока около высотных сооружений / Т. И. Русакова, В. И. Карплюк // Вісн. Дніпропетр. ун-ту. Сер. «Механіка». – 2006. – Вип. 10, т. 1. – С. 154–160.
3. Численное моделирование осесимметричных отрывных течений несжимаемой жидкости / О. Г. Гоман, В. И. Карплюк, М. И. Ништ, А. Г. Судаков. – М. : Машиностроение, 1993. – 287 с.
4. Franke J. Recommendations on the use of CFD in wind engineering. / J. Franke, C. Hirsch, A. G. Jensen. // Journal of Wind Engineering and Industrial Aerodynamics. – 2004. – № 81(1-3). – P. 295–309.

5. Mohamed Sakr Fadl, John Karadelis CFD Simulation for Wind Comfort and Safety in Urban Area: A Case Study of Coventry University Central Campus / Sakr Fadl Mohamed, John Karadelis // International Journal of Architecture, Engineering and Construction. – 2013. – Vol 2, № 2. – P. 131–143.
6. Shih T. A new k-e eddy viscosity model for high reynolds number turbulent flows / T. Shih, W.W. Liou, A. Shabbir // Computers and Fluids. – 1995. – № 24(3). – P. 227–238.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

УДК 543:546.633

© Ю.Ф. Коровин

БЕЗОТХОДНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ЯДЕРНО-ЧИСТОГО ЦИРКОНИЯ

В работе рассматриваются вопросы решения экологических проблем с полной утилизацией отходов в производстве ядерно-чистого циркония.

В роботі розглядаються питання вирішення екологічних проблем з повною утилізацією відходів у виробництві ядерно-чистого цирконію.

The paper deals with issues connected with environmental problem settlement and complete waste disposal during manufacturing of nuclear-grade zirconium.

Постановлением Совмина СССР в 1971 г. Приднепровскому химическому заводу было поручено организовать производство ядерно-чистого циркония. В связи с этим, руководством Минсредмаша принимается решение о создании в стране второй промышленной базы производства ядерно-чистого циркония мощностью 4000 тонн в год. Выбор нашего предприятия был обусловлен близостью Самотканского месторождения руд (г. Вольногорск), содержащих циркон, не менее важным было наличие на предприятии строительной организации, осваивающей ежегодно до 24 млн. руб. строительно-монтажных работ и квалифицированных кадров на самом заводе.

Встал вопрос выбора технологии. К этому времени была известна хлоридная технология получения циркония методом Кролля и действующая – электролизная на Чепецком механическом заводе в г. Глазове. Недостатком первой технологии является применение высокотоксичного хлора, наличие его отходов, сложность отделения циркония от гафния. Получение циркония в виде губки и ее переработка осложняет технологию.

Метод электролиза связан с получением металла в виде порошка. Начало процесса – перекристаллизация не обеспечивает необходимую степень очистки циркония от гафния, низкое извлечение металлов из сырья. Кроме того, образование при электролизе фреонов и наличие сбросных хлоридных растворов при отмывке порошка от электролита требует решения их утилизации и захоронения.



Рис. 1. Начало строительства одного из самого крупного в мире производства ядерно-чистого циркония

В связи с этим, возникла идея применить опыт технологии урана: экстракционный процесс и восстановительную плавку фторида металла с получение сразу слитков циркония и гафния. При определенных условиях термодинамика это позволяет. Однако, за неимением данных для проектирования, было принято решение строить завод по электролизной технологии. Тем не менее, всё возрастающие в мире требования к экологически-чистым производствам, что особенно касалось города Днепродзержинска, заставляло искать другие варианты.

Поэтому, одновременно, при начатом строительстве электролизной технологии, развернулся большой комплекс научно-исследовательских работ по созданию безотходной экстракционной кальций термической технологии, успешные результаты которых привели к изменению ранее принятого решения.

Основная масса циркония сосредоточена в собственно циркониевых минералах, наиболее распространены циркон, баддолеит, эвдиалит. Два первых освоены промышленностью

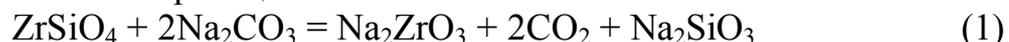
Циркон представляет собой ортосиликат циркония $ZrSiO_4$ (67.2 % ZrO_2 , 32.8 % SiO_2). Это наиболее распространенный минерал циркония, обычно содержит гафний (от 0.5 до 4 %), а также оксиды железа и соединения кальция

Разрушение силиката циркония требует «жестких» химических воздействий. Способы разложения циркона следующие:

1. Сплавление с едким натром или содой
2. Спекание с известью или мелом
3. Сплавление с фторсиликатом калия
4. Хлорирование
5. Восстановительная плавка с углем, образованием карбида циркония и последующим хлорированием.

Был выбран первый способ.

Операция основана на реакции:



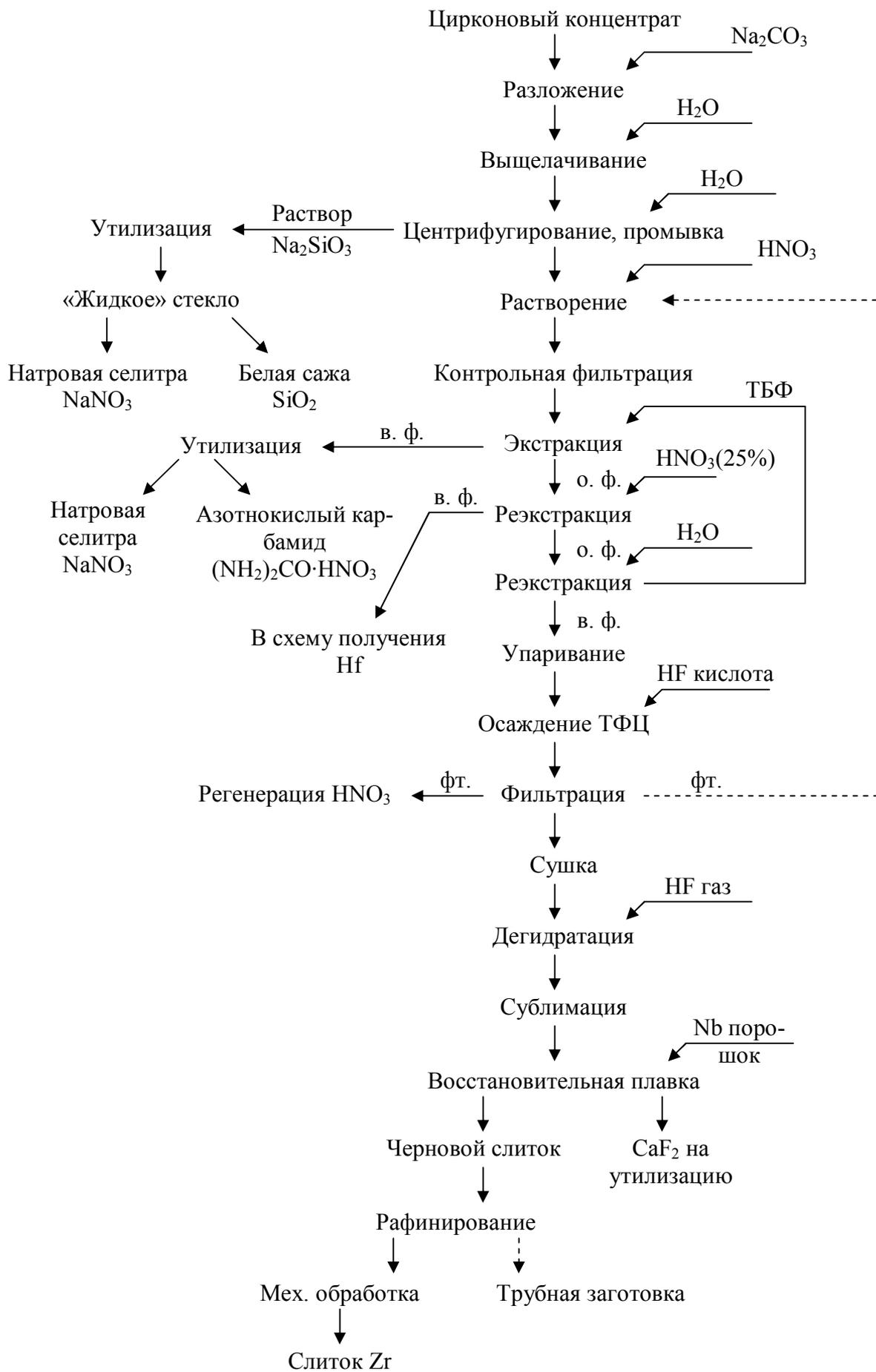


Рис. 2. Экстракционная кальцийтермическая схема ядерно-чистого циркония

Её назначение – перевод циркония в кислоторастворимую форму – цирконат натрия. Вскрытие циркона с содой протекает только при высокой температуре (1100°C). Процесс можно проводить в барабанных печах непрерывного действия, либо прямым электрическим нагревом электродами погруженными в расплав соды с непрерывной подачей шихты циркона и соды и непрерывном сливе расплава в воду. Печь футеруют огнеупорными блоками из бакора. Бакор – смесь бадделеита и корунда. Примеси титана реагируют в процессе спекания с содой с образованием титаната натрия. Окислы железа и алюминия находятся в виде феррита $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ и алюмината $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$. При водной обработке расплава в раствор переходит основная масса кремния в виде силиката, алюминат натрия переходит в раствор, железо образует Fe_2O_3 . Таким образом, в осадке цирконит натрия, окислы железа, титанат натрия.

Фильтрация полученной пульпы крайне затруднительна, поэтому для этой цели были применены специально разработанные отстойные центрифуги.

После центрифугирования и отмывки цирконат натрия растворяют азотной кислотой.

Операция основана на реакции:



В этом случае открывается возможность использовать наиболее эффективный метод очистки циркония от гафния экстракционным разделением, а также утилизировать ценный продукт – нитрат натрия и нитрат аммония из пердела экстракций.

Современным эффективным методом разделения циркония и гафния является избирательная экстракция органическими растворителями, обычно для этой цели применяют трибутилфосфат.

В процессе экстракции протекает реакция:



Константа равновесия этой реакции

$$K = \frac{[\text{Zr}(\text{NO}_3)_4 * 2\text{ТБФ}]_{\text{орг.}}}{[\text{ZrO}]^{2+}_{\text{водн.}} [\text{H}^+]^2_{\text{водн.}} [\text{NO}_3^-]^4_{\text{водн.}} [\text{ТБФ}]^2_{\text{водн.}}} \quad (4)$$

Отношение

$$\frac{[\text{Zr}(\text{NO}_3)_4 * 2\text{ТБФ}]_{\text{орг.}}}{[\text{ZrO}^{2+}]_{\text{водн.}}} = D_{\text{циркония}} \quad (5)$$

где D – коэффициент распределения

$$\text{Отсюда } D_{\text{циркония}} = K [\text{H}^+]^2_{\text{водн.}} * [\text{NO}_3^-]^4_{\text{водн.}} [\text{ТБФ}]^2_{\text{орг.}}$$

Из последнего уравнения следует, что экстракции способствует увеличение кислотности, концентрации нитрат-ионов и концентрации ТБФ.

Так как ТБФ имеет высокую плотность и вязкость, его обычно разбавляют керосином.

На рисунке 3 показана схема непрерывного экстракционного разделения циркония и гафния. Прямоугольником обозначена одна ступень смешивания – разделения фаз, n – число ступеней.

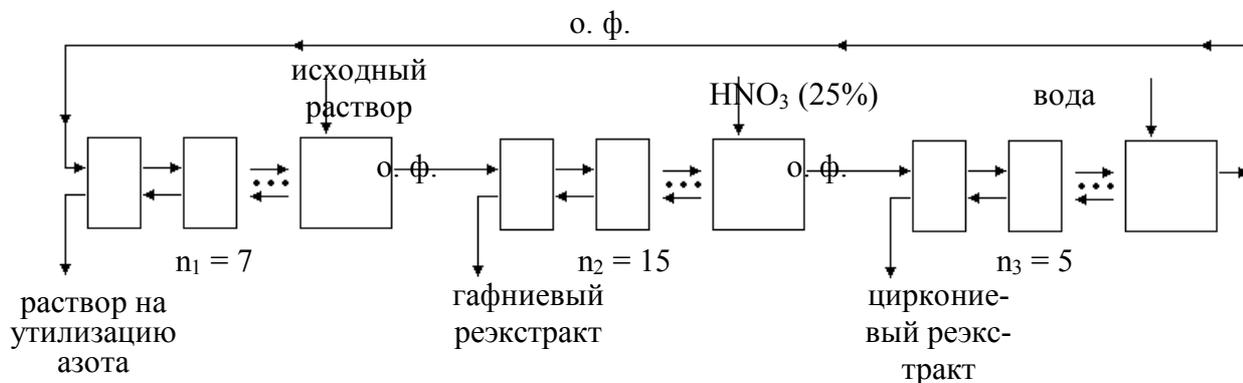


Рис. 3. Схема непрерывного экстракционного разделения циркония и гафния
Питающий раствор содержит примерно 7–8 М HNO_3 , 70–90^г/_л Zr, 1,5–2,0^г/_л HF.

Экстракция проводится 40 %-ным ТБФ в керосине. В органическую фазу переходит сумма цирконий-гафний. Органическая фаза противоток проходит все 27 ступеней и возвращается в голову процесса. Из нее сначала вымывают 25 %-ной HNO_3 , гафний, затем водой реэкстрагируют цирконий. Гафниевый реэкстракт, содержащий цирконий направляют на отдельный экстракционный каскад, где проводят финишную очистку от циркония. Маточник, содержащий азотно-кислые соли, направляют на утилизацию в виде натриевой селитры (NaNO_3). Каскад центробежных экстракторов для очистки циркония от примесей и отделения от гафния приведен на рис. 4.

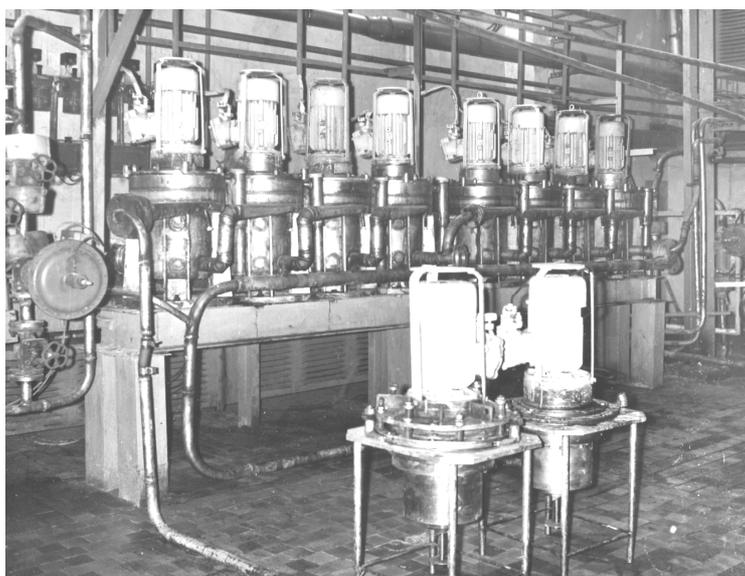


Рис. 4. Каскад центробежных экстракторов для очистки циркония от примесей и отделения от гафния

Хотя аналогом фторидной технологии получения циркония могла служить технология урана, она значительно сложнее в связи с трудностью вскрытия циркона, образованием полимерных соединений циркония в азотнокислых растворах, осложняющих экстракцию, повышенных требований по содержанию в металле азота и кислорода.

Проблема экстракционной очистки циркония от вульгарных примесей и гафния была успешно решена с применением центробежных экстракторов ЦЭТ Научно-исследовательского и конструкторского института монтажной технологии (г Москва).

Впервые, примененные нами центробежные экстракторы (рис. 5), стали самым эффективным оборудованием в экстракционных процессах. В настоящее время они внедрены в Казахстане в технологии урана. Принципиальным вопросом, при их применении явилась возможность работать с небольшими объемами органической фазы. Применение традиционных экстракторов ящичного типа, требовало соблюдения правил пожарной безопасности с организацией мгновенного слива органической фазы с керосином в специально оборудованные емкости большого объема.

Кроме того в этом оборудовании исключается накопление радия за счет уменьшения времени контакта водной и органической фаз и образование застойных зон, в которых накапливались продукты гидролиза экстрагента.

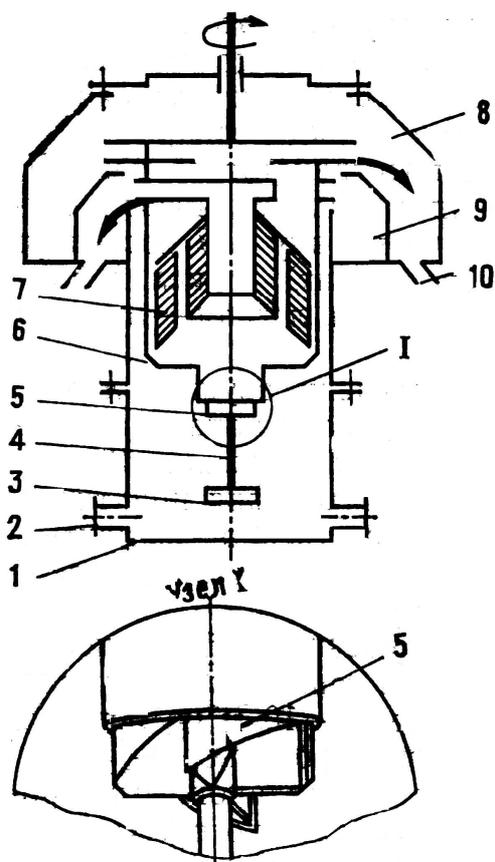


Рис. 5. Центробежный экстрактор ЦЭТ: 1 – смесительная камера; 2 – подводящие патрубки; 3 – лопастная мешалка; 4 – вал; 5 – лопастное транспортирующее устройство; 6 – ротор; 7 – тпрелки; 8, 9 - приемные карманы; 10 – патрубки для отвода фаз.

После экстракционного передела реэкстракт циркония ($80-100\text{ г/л}$) упаривают до $(150-200)\text{ г/л}$ и осаждают плавиковой кислотой тетрафторид циркония

$$\text{Zr}(\text{NO}_3)_4 + 4\text{HF} + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{ZrF}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} + 4\text{HNO}_3 \quad (6)$$

Затем, для удаления воды (кислорода) проводят сушку тетрафторида в аппарате кипящего слоя, где удаляется 1,5 моля воды, для дальнейшего удаления кристаллогидратной воды проводят обработку материала в токе фтористого водорода при $600-650^\circ\text{C}$:



В связи с «жесткими» требованиями в металлическом цирконии по кислороду), проводят сублимационную очистку тетрафторида, используя его способность сублимироваться при $800-850^\circ\text{C}$, в ретортах, где проводят процесс сублимации, создают вакуум ($10^{-1}-10^{-2}$). Таким образом, получают ядерночистый тетрафторид циркония. Для получения металлического циркония используют его способность восстанавливаться при воздействии металлического кальция:



Поскольку к качеству циркония предъявляется очень высокие требования по содержанию газовых примесей, необходим высококачественный кальций, реакцию восстановления ведут в атмосфере аргона в индукционных печах (рис. б) с медными водоохлаждающими тиглями, куда зашихтовывают порошок тетрафторида и стружку кальция. Проводят нагрев шихты до $400-500^\circ\text{C}$, далее реакция идет самопроизвольно с большим выделением тепла до $2000-2400^\circ\text{C}$, в результате получают слиток циркония легко отделяемый от шлака. Слиток подвергают дополнительному рафинированию, фторид кальция утилизируют.

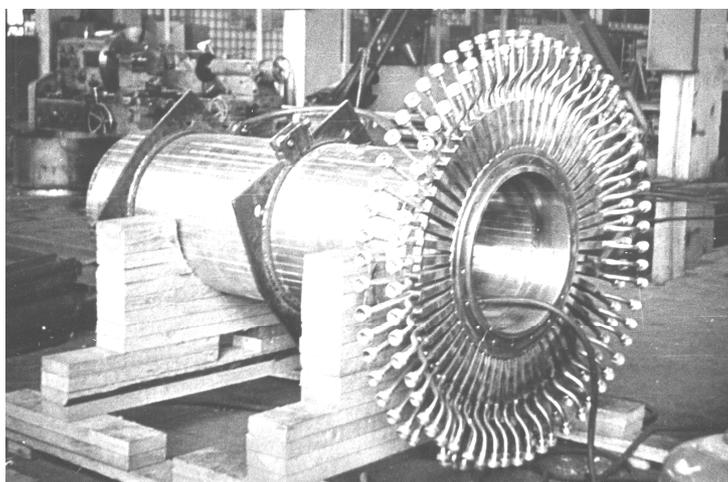


Рис. 6. «Сердце» вакуумной индукционной печи из медных водоохлаждаемых профилей разделённых друг от друга напылением оксида алюминия на поверхности контакта

Это устройство заключено в герметичный металлический корпус цилиндрической формы, что позволяет создавать в нём вакуум и удалять аргоном остатки воздуха из шихты тетрафторида циркония и стружки кальция. Индукционный нагрев разделён на три секции, позволяющие формировать температурное

поле в шихте. С помощью химического либо электрического запальника инициировать реакцию восстановительной плавки начиная с верхней зоны во избежание выброса продуктов реакции. Из условий техники безопасности, печи установлены отдельно в специальные боксы откуда ведётся дистанционно управление процессом восстановительной плавки.

Созданные впервые Московским электровакуумным заводом, вакуумные индукционные печи такого масштаба, с объемом реакционной зоны, открывали возможность в стерильных условиях, получения в промышленном масштабе многих редких металлов высокой степени чистоты и разнообразных сплавов на основе циркония и гафния. Авторы его создания удостоены Государственной Премии СССР.

При проведении первых восстановительных плавок (рис. 7) сразу же было обращено внимание на идеальное распределение в сплаве легирующей добавки ниобия, что имеет большое значение при изготовлении ТВЭЛов.



Рис. 7. Первая плавка в индукционной вакуумной печи с холодным тиглем

На снимке, в нижней части, на медном водоохлаждаемом поддоне находится слиток циркония диаметром: 650 мм. На нём виден столб застывшего фторида кальция.

В связи с тем, что после восстановительной плавки в металлическом слитке оставалось небольшое количество шлака (фторида кальция), возникла необходимость его удаления. Для этого был применен метод электронно-лучевого рафинирования с одновременным удалением летучих примесей. Эту проблему успешно решили специалисты из Института электросварки им. Е. О. Патона АН УССР (Тихоновский А.Л, Тур А.А. Трегуб Н.П.), создав первую в Украине промышленную печь такого масштаба (рис. 8).

Поскольку конечной целью получения циркония является изготовление труб для ТВЭЛОВ, была поставлена задача оснастить ЭЛУ установкой центробежного литья с получением трубных заготовок Она стала решаться приобретением немецкой ЭЛУ на которой начата отработка этой технологии.

На протяжении всего времени создания технологии циркония придирчиво изучались физические и радиационные свойства полученного металла и его сплавов. Длительные споры о содержании в нём кислорода были решены положительно дополнительным отжигом при прокатке труб.

Сложность создания новой экстракционной кальцийтермической технологии заключалась, прежде всего, в необходимости конструирования и изготовления нового нестандартного оборудования практически на всех переделах.

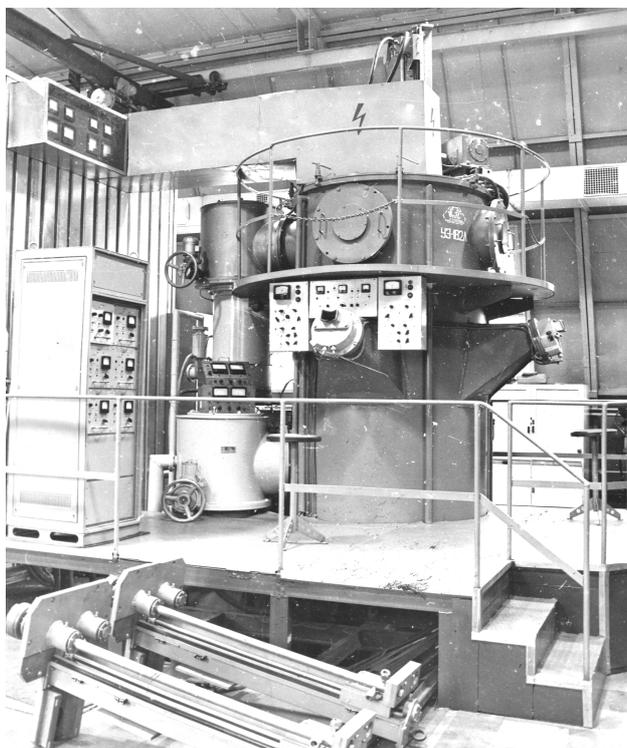


Рис. 8. Первая в Украине электронно-лучевая печь УЭ 182 Л, созданная в Институте электросварки им. Е. О. Патона

Принципиальное отличие от технологий получения металлического циркония – методом Кролля и электролиза в том что, кальций термический процесс позволяет получать сразу компактный слиток циркония, добавлять в шихту другие компоненты и синтезируя всевозможные лигатуры, утилизировать практически все отходы технологии и химические реагенты.

Промежуточные продукты технологии, тетрафторид, оксиды, оксинитраты сами могут представлять интерес для различных технологий.

Разработанная и внедренная на ПО «ПХЗ» экстракционная технология разделения циркония и гафния позволила вовлечь в переработку отходы, обогащенные гафнием, кристаллизационные схемы деления циркония и гафния, действующие на Чепецком механическом заводе, и тем самым устранить один из существенных недостатков электролизной технологии.

Работы по созданию технологии циркония и гафния, удостоились Государственных премий СССР и Украины.

Ниже приведена характеристика полученного циркония металлического ядерночистого

Внешний вид:	слитки обработанные
Размер:	
диаметр	220–250 мм
длина	1200–1300 мм
масса, не более	500 кг
массовая доля циркония не менее	99.7 %
массовая доля примесей, в %, не более:	

Cu – 0,005	Be – 0,0005	Li – 0,0002	Al – 0,005	O – 0,14	Cl – 0,003
Cd – 0,00003	Ca – 0,01	Cr – 0,005	Ni – 0,01	C – 0,02	K – 0,004
Hf – 0,01	Mn – 0,002	Mo – 0,005	B – 0,00005	N – 0,006	
Ti – 0,07	Pb – 0,005	Si – 0,01	Fe – 0,05	F – 0,003	

Создание новой технологии всегда связано с возможностью дальнейшего её совершенствования: превращение печи с холодным тиглем в реактор со сливом расплава циркония, освоение сублиматора типа «Приток» с получением тетрафторида циркония высокой степени чистоты по примесям, в том числе для волоконной оптики, переход на промышленный выпуск трубных циркониевых заготовок. Не закончен поиск технологии получения более дешевого металлического кальция.

К концу 80-х годов, так называемое экспериментальное производство вышло на мощность 120 т циркония в год, начало строиться промышленное производство модулями по 1000 т в год. Ежегодная потребность АЭС Украины в ядерночистом цирконии 300 тонн.

Проведенными исследованиями была доказана возможность его применения для изготовления как канальных труб, так и ТВЭЛов ядерных сборок.

Список литературы

1. Зеликман А. Н., Меерсон Г. А. Металлургия редких металлов (учебное пособие для вузов). М. «Металлургия», 1973, 603 с.
2. Займовский А. С., Никулина А. В., Решетников Н. Г. Циркониевые сплавы в атомной энергетике. – М.: Энергоиздат, 1981. – 232 с.
3. Каталог продукції виробничого об'єднання «Придніпровський хімічний завод». – Дніпропетровськ: Січ, 1994. 167 с.
4. Валяева О. В., Коровін Ю. Ф., Погорелов Ю. М., Коровін В. Ю., Шестак Ю. Г., Баркова В. В., Скрипка М. М. Вивчення закономірностей отримання азотнокислого карбаміду з азотнокислих розчинів цирконієвого виробництва. Міжнародний научний симпозиум Неделя еколога-2010 тезиси докладов 12-15 октября 2010 г., Днепродзержинский государственный технический университет 154 – 157 С.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 28.04.2014*

КЛАССИФИКАЦИЯ ОТВАЛОВ ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ПО ЭКОЛОГИЧЕСКИМ РИСКАМ

На основании теоретического и экспериментального моделирования показана степень влияния отвалов скальных пород на прилегающие территории в зависимости от его массы, состава разреза подстилающих пород, времени складирования техногенных отходов и др. Учитывая, эти параметры составлена классификация отвалов по экологическим рискам, которые могут развиваться на прилегающих территориях. В классификации учитывается не только негативное действие отвалов на окружающую среду, но и рекомендованы мероприятия по уменьшению этого влияния отвалов на прилегающие территории.

На підставі теоретичного і експериментального моделювання показана міра впливу відвалів скельних порід на прилеглі території залежно від його маси, складу розрізу підстиляючих порід, часу складування техногенних відходів та ін. Враховуючи, ці параметри складена класифікація відвалів за екологічними ризиками, які можуть розвиватися на прилеглих територіях. У класифікації враховується не лише негативна дія відвалів на довкілля, але і рекомендовані заходи щодо зменшення цього впливу відвалів на прилеглі території.

The comparison of theoretical and experimental modeling results the dependence between mine dump influence in the surrounding areas, subsoil of dump, action time of technogenic waste, etc. are considered on the work. On the basis of these parameters the mine dump classification by ecological risks of the surrounding areas is offered. The negative influence of mine dump on environment and actions for this reduction in the surrounding areas are shown in the classification.

Вступление. Рост техногенной нагрузки на окружающую среду способствует активизации опасных экологических процессов [1]. Наиболее хорошо это прослеживается в районах развития горнодобывающей промышленности [2]. Вместе с появлением отрицательных и позитивных форм рельефа происходят изменения режима поверхностных и подземных вод [3]. Инфильтрация высокоминерализованных растворов из хвостохранилищ и отвалов горных пород, а также влияние значительных давлений от массы данных техногенных объектов приводит к перераспределению и загрязнению подземных вод [4]. Подпор грунтовых вод способствует развитию техногенного подтопления территорий, изменению физико-механических свойств горных пород, образованию оползней и активизации карста. Взаимосвязь между отвалом скальных пород и развитием опасных экологических процессов рассматривается на примере Левобережного отвала Южного горно-обогатительного комбината.

Изложение основного материала. Теоретическое моделирование осадки основания отвала скальных пород показало, что наибольшие вертикальные перемещения характерны для центральных частей отвала. На последней стадии моделирования при максимальной нагрузке от отвала высотой 102 м и средней плотности сложения $2,9 \text{ г/см}^3$ под первым уступом вертикальные перемещения составляют 0,4 м, под вторым – 0,8 м и в центре – до 1,8 м. При этом происходит сжатие слоя суглинков в подотвальном разрезе до 20 % от первичной мощности, а нижезалегающие слои водоносных песков испытывают уплотнение до 14 % [1].

Для уточнения теоретических расчетов проведены экспериментальные исследования компрессии одно-, двух- и трехслойных моделей на одомере и прессах.

Анализ результатов экспериментального моделирования позволил сделать следующие выводы:

1. В начале всех опытов происходит наибольшее уплотнение горных пород, далее интенсивность компрессии уменьшается.

2. На величину относительного сжатия пород влияют их состав, продолжительность и величина приложенного давления. Величина относительного сжатия породной модели увеличивается с течением времени и при возрастании приложенного давления.

3. Незначительное увеличение влажности песчаной породы существенно не влияет на компрессию моделей. Взаимосвязь проявляется при больших колебаниях влажности. Таким образом, в экспериментах получены основные закономерности зависимостей уплотнения пород от давления и времени нагрузки.

4. Компрессия моделей зависит от их состава и агрегатного состояния пород: глины, представленные рыхлой однородной массой, уплотняются быстрее суглинков, рыхлой комковатой текстуры; песок мелкозернистый уплотняется сильнее чем среднезернистый.

5. Минералогические исследования моделей после экспериментов показали, что между связной и песчаной породой образуется диффузионный слой мощностью 2-4 мм, а значит, происходит и дополнительное уменьшение пористости песков.

6. Под действием давления происходит переход суглинков в плотную жесткую массу.

7. Вдавливание обломков скальных пород в плотную жесткую массу суглинков приводит к образованию деформационных трещин в ней, тем самым нарушая ее целостность.

Результаты исследований компрессии трехслойных породных моделей экспериментов показали, что связная порода приобретает жесткость под действием давления более 1,6 МПа. Для предотвращения возникновения нарушений в подотвальном противодиффузионном экране нагрузки от отвала должны составлять 1,6 МПа и менее, при этих значениях суглинки и глина не теряют пластичность.

Сопоставление экспериментально и аналитически полученных значений уменьшения пористости породного основания под ядром Левобережного отвала, с учетом нарушенной структуры исследуемых образцов грунтов, условно совпадают: 35,4 % при нагрузке 2,632 МПа и 20 % (2,902 МПа) соответственно.

По результатам теоретического и экспериментального моделирования составлена классификация отвалов горнорудной промышленности по создаваемым экологическим рискам для прилегающих территорий (табл. 1).

В дополнение к таблице 1 необходимо отметить, что физико-химические процессы, протекающие в теле отвала и подстилающих его горных породах, непосредственно изучать невозможно, поскольку бурение отвалов не проводится.

Таблица 1. Классификация отвалов горнорудной промышленности по создаваемым экологическим рискам

Состав пород отвала	Геологический разрез основания отвала	Плотность, г/см ³	Количество уступов	Высота, м	Давление, МПа	Продолжительность, года	Площадь, га	Негативное влияние на окружающую среду	Рекомендуемые
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Вскрытые рыхлые									
Пески и песчаники с глинистой составляющей	песчаные породы – скальные породы	2,1	≈ 1-2	10	0,2	до 10	10	земельный отвод, пыление отвала	локальный мониторинг, горизонтальный дренаж по периметру отвала по направлению течения грунтовых вод
			≈ 2-3	10-20	0,2-0,4	от 10 до 20	15	земельный отвод, пыление отвала	
			≈ 3	20	0,4	> 20	15	земельный отвод, пыление отвала	
			≈ 4	40	0,8			земельный отвод, пыление отвала; незначительное выжимание водоносных горизонтов из-под ядра отвала	
Известняки	глинистые породы – песчаные породы – скальные породы	2,1	≈ 2-3	> 20	0,4	до 20	15	земельный отвод, пыление отвала	локальный мониторинг, горизонтальный дренаж по периметру отвала по направлению течения грунтовых вод
			≈ 4	40	0,8	> 20		земельный отвод, пыление отвала; незначительное выжимание водоносных горизонтов из-под ядра отвала; оползни как результат обводнения тела отвала	
			≈ 2-3	20	0,4	до 20	15	земельный отвод, физико-химическое выветривание поверхности отвала; загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов, карстообразование	
			≈ 4	40	0,8	> 20		земельный отвод, физико-химическое выветривание поверхности отвала; загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов, карстообразование	
Известняки	глинистые породы – песчаные породы – карбонатные породы – скальные породы	2,2	≈ 2-3	20	0,4	до 20	15	земельный отвод, физико-химическое выветривание поверхности отвала; загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов, карстообразование	локальный мониторинг, про- тивофильтрационный экран, горизонтальный дренаж по периметру отвала по направлению течения грунтовых вод
			≈ 4	40	0,8	> 20		земельный отвод, физико-химическое выветривание поверхности отвала; загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов, карстообразование	
			≈ 2-3	20	0,4	до 20	15	земельный отвод, физико-химическое выветривание поверхности отвала; загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов, карстообразование	
			≈ 4	40	0,8	> 20		земельный отвод, физико-химическое выветривание поверхности отвала; незначительное выжимание водоносных горизонтов из-под ядра отвала; оползни как результат обводнения тела отвала; загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов; карстообразование	

Продолжение таблицы 1

Состав пород отвала	Геологический разрез основания отвала	Плотность, т/см ³	Количество уступов	Высота, м	Давление, МПа	Продолжительность, года	Площадь, га	Негативное влияние на окружающую среду	Рекомендуемые							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10							
Вскрышные скальные																
Железистые кварциты, сланцы	песчаные породы – карбонатные породы – скальные породы	1,9	1-2	20	0,4	до 10	900	земельный отвод; физико-химическое выветривание поверхности отвала; незначительное выжимание водоносных горизонтов из-под ядра отвала; незначительное загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов; карстообразование; оползнеобразование	импактный мониторинг; про- тивофильтрационный экран; комбинированный дренаж по периметру отвала с принудительным отводом и накоплением в искусственном водоеме; ограничение по создаваемой нагрузке от массы отвала 1,5 МПа, рекомендуемая высота отсыпки 80 м							
			2-3	40	0,7											
			3-4	60	1,1					до 20						
			5-6	80	1,5											
			6-7	100	1,9					> 20						
			7-8	120	2,2											
			карсто- и оползнеобразование													
			глинистые породы – песчаные породы – карбонатные породы – скальные породы	2,9	1-2					20	0,6	до 10	900	земельный отвод; физико-химическое выветривание поверхности отвала; незначительное выжимание водоносных горизонтов из-под ядра отвала; незначительное загрязнение поверхностных и подземных вод, грунтов; карсто- и оползнеобразование	импактный мониторинг; про- тивофильтрационный экран; комбинированный дренаж по периметру отвала с принудительным отводом и накоплением в искусственном водоеме; ограничение по создаваемой нагрузке от массы отвала 1,5 МПа, рекомендуемая высота отсыпки 60 м	
2-3	40	1,1														
3-4	60	1,7			до 20											
5-6	80	2,3														
6-7	100	2,8			> 20											
7-8	120	3,4														
карсто- и оползнеобразование																

Судить о составе и состоянии пород горных пород в отвалах можно только по косвенным признакам: за счет сопоставления состава складированных отходов, подземных и поверхностных вод, почв на прилегающих территориях. Определенную ясность о физико-химических процессах, проходящих в рудных отвалах, могут внести экспериментальные исследования Л. Г. Прожогина и В. Г. Борисенко [5], которые считают, что в теле отвала протекают электрохимические процессы. Авторами установлено наличие разности потенциалов между отдельными слоями магнетита в магнетитовых кварцитах и сланцах. Разность потенциалов может достигать 130 мВ, а в электролитах до 200 мВ и более. Атмосферные осадки, просачивающиеся через отвал, в первую очередь, растворяют хлориды и сульфаты натрия и калия, содержащиеся в сланцах, тем самым формируя электролиты. В них происходит растворение карбонатов в середине рудных слоев и на контакте с ними, сопровождающееся образованием коллоидных гидрооксидов железа. Процесс приобретает маятниковый характер, вплоть до полного разрушения обломков сланцев и кварцитов, находящихся в электролите. Периодическое поступление новых порций воды способствует интенсификации процесса, а излишки растворов переносятся в подземные и поверхностные воды через нарушенный подотвальный защитный экран. Со временем у подножья «старых» отвалов формируются «железные шляпы», состоящие из гидроокислов железа. Таким образом, уже на начальных стадиях эксплуатации рудных отвалов в них протекают физико-химические процессы, способствующие загрязнению прилегающих территорий.

Выводы. В Украине отвалы горнодобывающей промышленности относят к «низкому» классу опасности. Учитывая приведенные выше результаты, необходимо, по-видимому, пересмотреть класс опасности отвалов горнорудной отрасли.

Список литературы

1. Приходько М. М. Екологічне інспектування природних і антропогенних геосистем як основа сталого розвитку / М. М. Приходько // Наук.-техн. журнал. – 2010. – № 1. – С. 27-33.
2. Ахкозов Ю. Л. Современная активизация геологических процессов и некоторые проблемы горнодобывающих регионов / Ю. Л. Ахкозов // Зб. наук. праць Геолого-мінералогічний вісник Криворізького національного університету. – 2003. – Вип. 1. – С. 78-81.
3. Шашенко А. Н. Проблема разработки недр в кривбассе: технические и эколого-правовые аспекты безопасной эксплуатации / А. Н. Шашенко // Зб. наук. праць Інституту проблем природокористування та екології НАН України «Екологія і природокористування». – 2009. – Вип. 12. – С. 139-141.
4. Телима С.В. Модельні дослідження процесів підтоплення ґрунтовими водами міських територій в сучасних умовах / С. В. Телима, Н. Ю. Ревякіна // Зб. наук. праць М-ва освіти і науки України, Київ. нац. ун-та та буд-ва і архіт., НАН України, Ін-ту телекомунікацій і глобал. інформ. простору [«Екологічна безпека природокористування»]. – 2011. – Вип. 7. – С. 45-63.
5. Роль электрохимических процессов в формировании окисленных железных руд Криворожского типа/ Л.Г. Прожогин, В.Г. Борисенко, В.М. Казак и др. – К.: Изд-во ИГФ АН УССР, 1984. – 52 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 27.11.2014*

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ РАСТЕНИЙ ПРОИЗРАСТАЮЩИХ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ВЫБРОСОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ

Выполнены исследования состояния растений произрастающих на территориях прилегающих к железорудному комбинату. Установлены закономерности изменения степени повреждения озимой пшеницы в зависимости от расстояния до вентиляционных стволов железорудной шахты.

Виконані дослідження стану рослин, що зростають на територіях прилеглих до залізорудного комбінату. Встановлено закономірності зміни ступеня пошкодження озимої пшениці в залежності від відстані до вентиляційних стволів залізорудної шахти.

The studies of the status of plants growing in areas adjacent to the iron ore plant are conducted. The regularities of changes in the damage degree of winter wheat depending on the distance to the ventilation shafts of iron ore mines are fixed.

Введение. Длительная и широкомасштабная добыча железных руд привела к повышению уровня загрязненности атмосферного воздуха, водных объектов, земельных угодий, накоплению значительного количества горнопромышленных отходов, что значительно снижает уровень экологической безопасности в железорудных регионах Украины. Такая ситуация приводит к изменению природных условий существования живых организмов, включая человека, уменьшению биоразнообразия, повышению уровня заболеваемости и сокращению продолжительности жизни населения.

На сегодняшний день железорудными шахтами Украины как основные взрывчатые вещества (ВВ) используются тротилосодержащие аналоги. После проведения взрывных работ, связанных с добычей железной руды, отработанный воздух из шахт поступает в атмосферу через вентиляционные стволы без очистки, так как до сих пор не существует эффективного оборудования для улавливания и очистки газов, поступающих на поверхность в значительных объемах. Эти выбросы негативно влияют на объекты окружающей среды, в том числе на здоровье населения проживающего на прилегающих территориях.

При взрывании 1 кг тротилосодержащих ВВ образуется 890–950 литров токсичных газов [1]. Анализ технических показателей и производственной деятельности железорудных шахт Криворожского бассейна и Белозерского железорудного района, позволил установить, что шахтами ЧАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЧАО «ЗЖРК») для добычи железной руды используется в среднем 2,9 млн. кг тротилосодержащих ВВ в год, что в 5–7 раз больше чем на каждой железорудной шахте отдельно [2]. Поэтому прилегающая территория сельскохозяйственных угодий, на которой произрастают культуры агрофитоценозов, является актуальным полигоном для проведения исследований изменения ростовых процессов озимой пшеницы, под влиянием шахтных источников выброса.

Цель работы заключается в проведении исследований степени и характера повреждения растений произрастающих в зоне влияния железорудной шахты.

Изложение основного материала исследований. Оценка степени повреждения растений в районах добычи железных руд проводилась на территории сельскохозяйственных угодий, прилегающих к железорудной шахте ЧАО «ЗЖРК» от северного вентиляционного ствола (СВС), из которого отработанная струя воздуха выбрасывается в атмосферу. Опираясь на сравнительный анализ видов экологического мониторинга воздушной среды, был выбран наиболее целесообразный метод мониторинга, основанный на изменении процессов онтогенеза культур агрофитоценоза под влиянием техногенной нагрузки [3].

Отбор пробных снопов с исследуемых площадок площадью в 1 м² производили на поле расположенном севернее и северо-восточнее от СВС параллельно автомобильной дороге ведущей от промышленной площадки ЧАО «ЗЖРК» в сторону с. Малая Белозерка (Запорожская обл.). Поле, имеющее размеры 700×1100 м берет свое начало в 20 м от СВС в направлении с. Малая Белозерка и заканчивается в 30 м от водооросительного канала. Для исследования изменения ростовых процессов озимой пшеницы при техногенной нагрузке пробные площадки размещались на расстоянии 50, 100, 300, 500 и 1000 м от источника загрязнения воздуха. В связи с тем, что в условиях рыночной экономики большинство сельскохозяйственных угодий взято в аренду частными юридическими лицами и учет сортов озимой пшеницы при их высаживании не производится, поэтому шестая пробная площадка размещалась на расстоянии 10 км от источника загрязнения, и использовалась в качестве контрольной. Во избежание погрешности в результатах исследования отбор снопов озимой пшеницы вместе с корневой системой производили на расстоянии не менее 10-20 м от проезжей части, это связано с возможностью влияния на процесс развития растений дорожной пыли. Отбор пробных снопов озимой пшеницы проводили за 1–7 дней до начала сбора урожая в конце июня месяца 2011 года. Растительные пробы отбирали в утренние часы. Растения выкапывали вместе с корневой системой, и укладывали снопом в полиэтиленовый пакет вместе с этикеткой, на которой указывали расстояние в метрах до источника выброса. Отобранные образцы снопов отправляли в лабораторию. В лаборатории, каждый по отдельности отобранный сноп озимой пшеницы выкладывали на бумаге, разделяя его на отдельные раскустившиеся растения из одной корневой системы. Помещение, где располагались пробные снопы, хорошо проветривалось. Температура воздуха в помещении составляла – 20–24 °С. Для лучшего просушивания снопов пшеницы через каждые двое суток выполняли их переворачивание. После того как снопы пшеницы были высушены производили очистку корневой системы от почвы, других растений, насекомых, камней и т.д.

Одними из основных показателей онтогенеза озимой пшеницы являлись рост, биомасса, количество раскустившихся растений, колосьев зерен в колосе. Рост учитывает линейные размеры корневой системы и надземной части растения. Измерение линейных размеров растения заключалась в измерении длины корневой системы, высоты растения и длину колосьев. Масса одного растения включа-

ла в себя измерение сухой фитомассы надземной и подземной (коревой системы) частей растения. Поэтому для измерения этих основных показателей продукционного процесса растений использовались следующие приборы и инструменты, такие как линейка, электронные весы и фарфоровая чаша.

Озимая пшеница является одной из наиболее требовательных культур агрофитоценоза к воздействию факторов окружающей среды. Как было уже сказано, что эти факторы можно разделить на метеорологические и технологические. К основным технологическим факторам относятся зона выращивания, плодородие почвы, условия увлажнения и особенности применяемой технологии возделывания, а также техногенная нагрузка на озимую пшеницу. Метеорологические факторы включают в себя показатели погодных условий. Ведущая роль в формировании высокой продуктивности, свойств морозостойкости и зимостойкости озимых культур принадлежит температуре, свету, наличию в почве сбалансированного минерального питания и влаге. Анализ данных дневника погоды с 1 октября 2010 г. по 1 июля 2011 г. по метеостанции расположенной в 10 км от промышленной площадки ЧАО «ЗЖРК» в с. Малая Белозерка позволил установить, что погодные условия являлись благоприятными в вегетационный период озимой пшеницы [4].

Во время вегетационного периода озимая пшеница подвергается комплексной экологической нагрузке. Это проявляется в результате сельскохозяйственной деятельности, естественных процессов (водной и ветровой эрозии) и особенно техногенной нагрузки. Для установления характера изменения биологических признаков озимой пшеницы, выполняли исследования показателей онтогенеза пробных снопов. Внешний вид снопов озимой пшеницы, которые отобраны с пробных площадок, на разном расстоянии от источника выброса представлено на рис. 1.

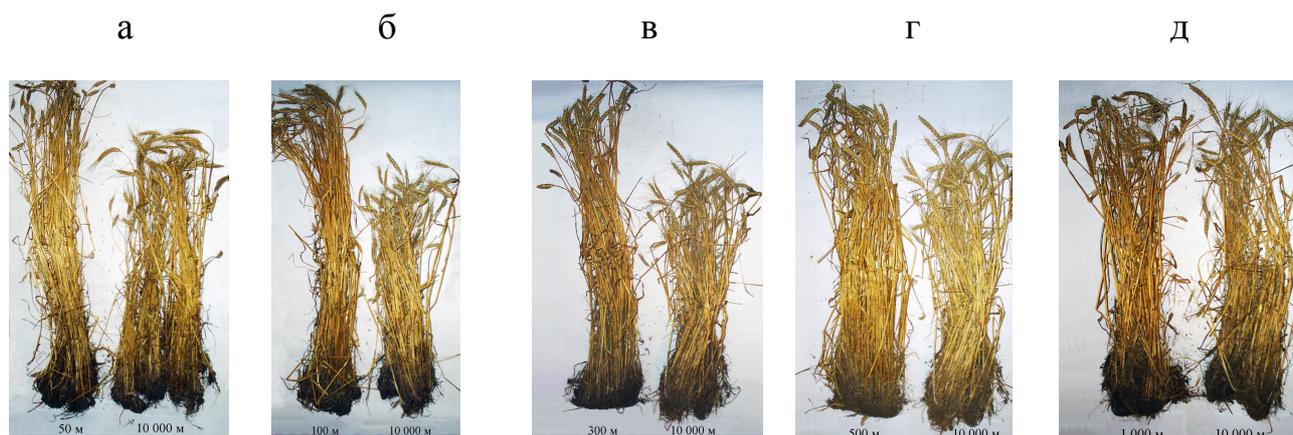


Рис. 1. Внешний вид снопов озимой пшеницы на расстоянии от источника выброса: 50 м (а), 100 м (б), 300 м (в), 500 м (г), 1000 м (д)

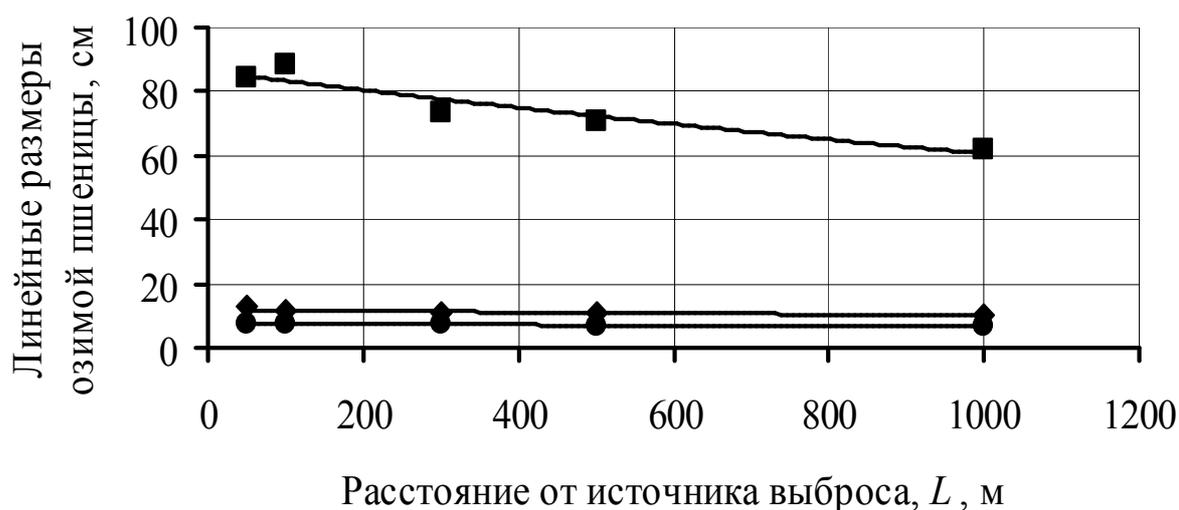
Результаты измерения линейных размеров и весовых показателей озимой пшеницы в зависимости от расстояния до источника выброса, представлены в табл. 1.

Результаты измерения показателей онтогенеза озимой пшеницы

Показатель	Расстояние от источника выброса, м					
	50	100	300	500	1000	10000
Длина колоса, см	7,5 (+15)	7,4 (+14)	7,2 (+11)	7,1 (+9)	6,7 (+3)	6,5
Длина стебля, см	84,4 (+50)	88,7 (+58)	73,7 (+31)	70,5 (+25)	62,0 (+10)	56,3
Длина корневой системы, см	12,7 (+23)	11,4 (+11)	10,8 (+5)	10,6 (+3)	10,4 (+1)	10,3
Масса зерен с одного растения, г	0,7 (-30)	0,8 (-20)	0,9 (-10)	1,0	1,0	1,0
Масса 1000 зерен, г	34,8 (-22)	35,9 (-20)	37,8 (-15)	40,1 (-10)	42,4 (-5)	44,6
Биологическая урожайность, ц/га	49,3 (-31)	51,2 (-28)	55,4 (-22)	62,4 (-12)	68,0 (-4)	71,2

Примечание: в круглых скобках приведено расхождение результатов относительно контроля, %

Общую картину уменьшения линейных размеров озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса можно наблюдать по изменению длин колоса, стебля и корневой системы (рис. 2). Выполненный анализ значений величин линейных размеров пшеницы, позволил установить, что вредные газы, исходящие из вентиляционных стволов, оказывают существенное влияние на линейные размеры онтогенеза озимой пшеницы, и способствуют их увеличению при приближении к источнику выброса.



● Длина колоса; ■ Длина стебля; ◆ Длина корневой системы;

Рис. 2. Характер изменения линейных размеров озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2003, получены эмпирические уравнения зависимостей линейных размеров озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса L .

Для линейных размеров озимой пшеницы, произрастающей на разном расстоянии от источника выброса, эмпирические зависимости имеют вид:

– длина колоса

$$l_{кол} = 7,5 \cdot e^{-0,0001L}, \text{ см,} \quad \text{при } R^2 = 0,988, \quad (1)$$

где L – расстояние от источника выброса, м;

– длина стебля

$$l_{ст} = 86,42 \cdot e^{-0,0004L}, \text{ см,} \quad \text{при } R^2 = 0,912; \quad (2)$$

– длина корневой системы

$$l_{кс} = 11,88 \cdot e^{-0,0002L}, \text{ см,} \quad \text{при } R^2 = 0,903. \quad (3)$$

Таким образом, линейные размеры озимой пшеницы с увеличением расстояния от всех источников загрязнения изменяется по экспоненциальной зависимости.

При выполнении дальнейших исследований общую картину увеличения весовых показателей озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса можно наблюдать по изменению массы зерен с одного растения и массы 1000 зерен (рис. 3, а и б). Выполненный анализ значений величин весовых показателей пшеницы, позволил установить, что вредные газы, исходящие из вентиляционных стволов, оказывают существенное влияние на весовые показатели озимой пшеницы, и способствуют их увеличению при удалении от источника выброса.

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2003, получены эмпирические уравнения зависимостей весовых показателей озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса L .

Для весовых показателей озимой пшеницы, произрастающей на разном расстоянии от источника выброса, эмпирические зависимости имеют вид:

– масса зерен с одного растения

$$M_z = 0,77 \cdot e^{0,0003L}, \text{ г,} \quad \text{при } R^2 = 0,905; \quad (4)$$

– масса 1000 зерен

$$M_{1000} = 35,2 \cdot e^{0,0002L}, \text{ г,} \quad \text{при } R^2 = 0,941. \quad (5)$$

Таким образом, весовые показатели озимой пшеницы с увеличением расстояния от всех источников выброса изменяется по экспоненциальной зависимости.

Выполненный анализ значений величин биологической урожайности пшеницы, позволил установить, что вредные газы, исходящие из вентиляционных стволов, оказывают существенное влияние на урожайность озимой пшеницы, и способствуют их увеличению при удалении от источника выброса. Особенности изменения урожайности озимой пшеницы в зависимости от расстояния до источника выброса приведены на рис. 4.

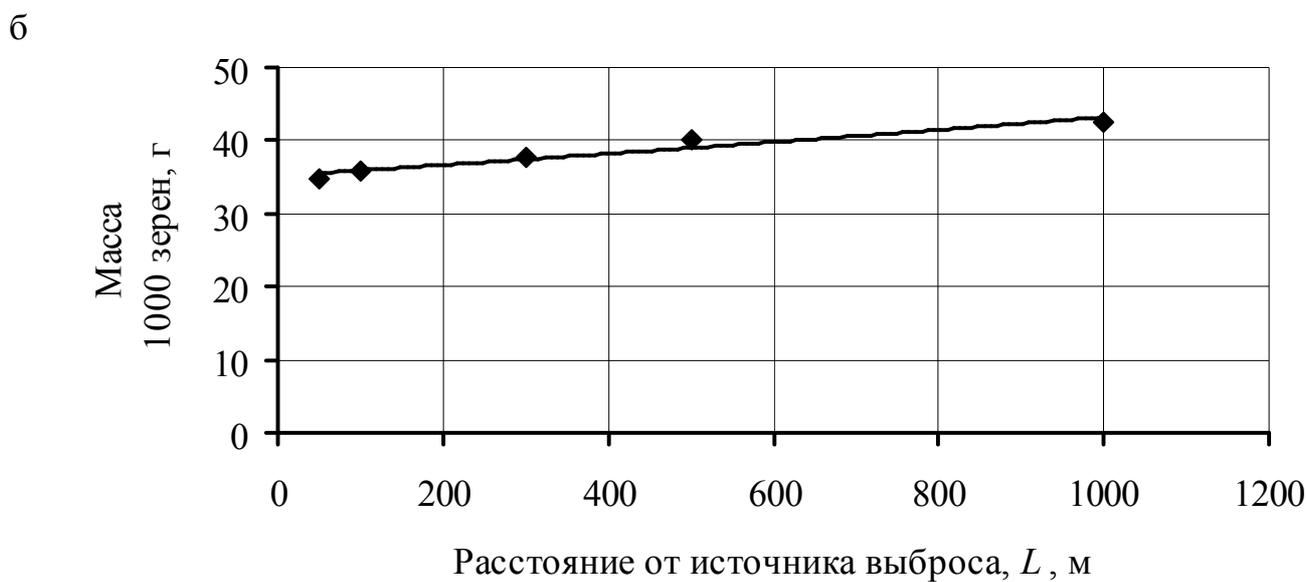
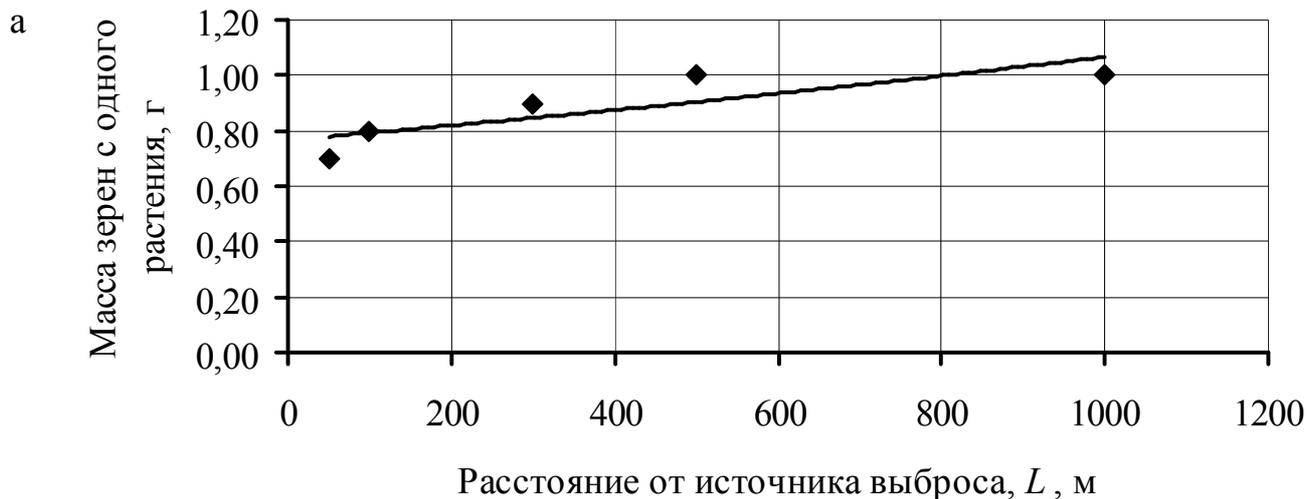


Рис. 3. Характер изменения массы зерен с одного растения (а) и массы 1000 зерен (б) в зависимости от расстояния до источника выброса

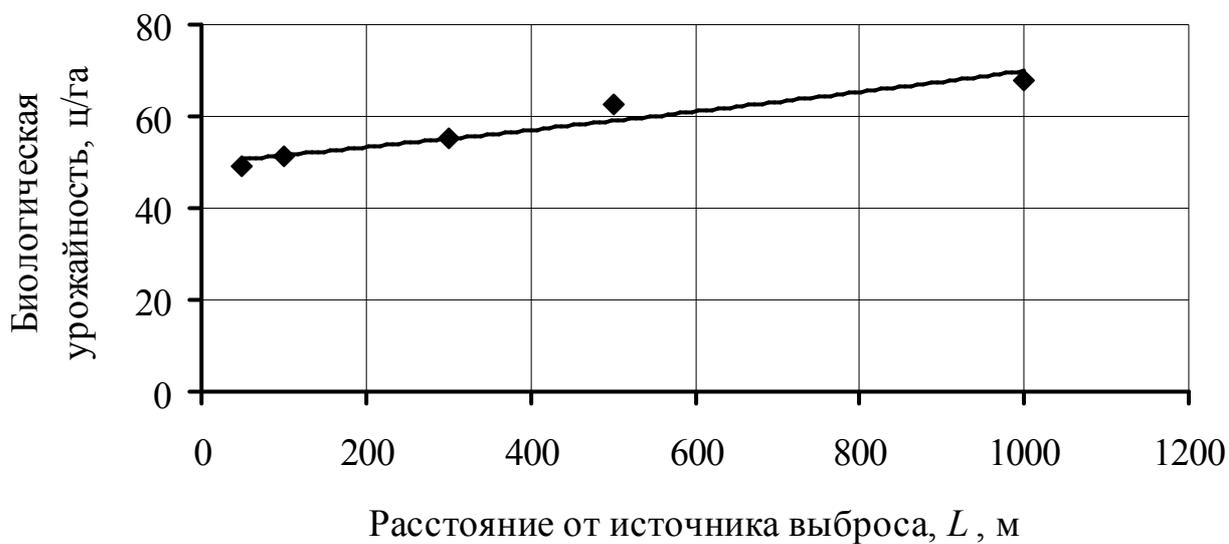


Рис. 4. Характер изменения биологической урожайности озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса

Проведя аппроксимацию максимальных значений при помощи программы Microsoft Excel 2003, получены эмпирическое уравнение зависимости биологической урожайности озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника выброса L .

Для биологической урожайности озимой пшеницы, произрастающей на разном расстоянии от источника выброса, эмпирическая зависимость имеет вид:

$$B_{\text{биол}} = 49,8 \cdot e^{0,0003L}, \text{ ц/га, при } R^2 = 0,944. \quad (6)$$

Таким образом, биологическая урожайность озимой пшеницы с увеличением расстояния от источника загрязнения изменяется по экспоненциальной зависимости.

Установлено, что вредные газы, исходящие из вентиляционных стволов, оказывают существенное влияние на урожайность озимой пшеницы, и способствуют их увеличению при удалении от источника выброса.

Выводы. В результате проведенных исследований на территории размещения железорудных шахт был выполнен анализ изменения биологических признаков культур агрофитоценоза на примере озимой пшеницы, произрастающей на разном удалении от источника загрязнения. Исследования показали, что линейные размеры пшеницы вблизи источника выброса увеличиваются, а с удалением от него уменьшаются, а весовые показатели, наоборот, вблизи – уменьшаются, а с увеличением расстояния – увеличиваются. Дальнейшие исследования позволили установить зависимости изменения биологических признаков с увеличением расстояния от источника выброса, которые изменяются по экспоненциальному закону.

Выявленный в результате проведенных исследований процесс развития озимой пшеницы и установленный характер изменения его в условиях техногенеза железорудной шахты подтверждают необходимость разработки комплекса природоохранных технологий, позволяющих повысить уровни экологической безопасности подземной добычи железных руд.

Список литературы

1. Поздняков З. Г. Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрывания / З. Г. Поздняков, Б. Д. Росси. – [2-е изд.]. – М.: Недра, 1977. – 253 с.
2. Горнорудное дело Украины в сети Интернет: справочник / О. Е. Хоменко, М. Н. Кононенко, А. Б. Владыко, Д. В. Мальцев. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 288 с.
3. Методическое руководство по исследованию смешанных агрофитоценозов / [Ламан Н.А., Самсонов В.П., Прохоров В.Н. и др.]. – Мн.: Навука і тэхніка, 1996. – 101 с.
4. Дневник погоды в Малой Белозерке: Gismeteo прогноз погоды: [Электронный ресурс]. – режим доступа: <http://www.gismeteo.ru/diary/13429.htm>

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Е.
Надійшла до редакції 02.09.2014*

ATMOSPHERE POLLUTION MODELING IN THE CASE OF THE ACCIDENT AT THE ROCKET PROPELLANT STORAGE

Розроблено чисельну модель та код для моделювання тривимірного процесу переносу забруднювача при аварійному викиді небезпечної речовини. Розроблена модель базується на чисельному інтегруванні тривимірного рівняння переносу домішки. Для чисельного інтегрування використовується неявна різницева схема.

Разработана численная модель и код для моделирования трехмерного процесса переноса загрязнителя при аварийном выбросе опасного вещества. Разработанная модель основывается на численном интегрировании трехмерного уравнения переноса примеси. Для численного интегрирования используется неявная разностная схема.

A numerical model and code were developed to simulate the pollutant dispersion in the case of the accident release of the toxic chemical. The model is based on the K-gradient model of pollutant dispersion. The implicit schemes is used for the numerical integration.

Introduction. The storage of the rocket propellant (this is the solid propellant of RS-22 rocket) which is situated at Pavlograd Chemical Plant is a very dangerous source of the atmosphere chemical pollution in the case of the possible accident (Fig.1, 2).



Fig. 1. Territory near the storage of rocket propellant: 1 – storage with rocket propellant; 2 – receptor (building at the territory of the plant)



Fig. 2. Solid propellant of the RS-22 system (Pavlograd Chemical Plant)

That is why the prediction of the atmosphere pollution in the case of the accident at the storage is of great interest. Nowadays to predict the dimensions of the hitting area in the case of outdoor toxic chemical release the special standard model is used in Ukraine [2]. This model is formed on the basis of some empirical models and it has a lot of lacks and is, without doubt, unrealistic. The model doesn't take into account the influence of the wind velocity and the atmosphere diffusion on the concentration dispersion in the atmosphere. The main lack of this model is that the standard model cannot calculate the change of toxic chemical concentration in the atmosphere after the accident. The main purpose of this work is the development of the numerical model to predict the atmosphere pollution which is more effective than the standard model and application of this model to predict the atmosphere pollution at the territory of the Pavlograd Chemical Plant.

Governing equation. To simulate the process of toxic chemical dispersion in the atmosphere the transport equation is used [1,4,5]:

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial vC}{\partial y} + \frac{\partial wC}{\partial z} + \sigma C = \frac{\partial}{\partial x} \left(\mu_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\mu_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\mu_z \frac{\partial C}{\partial z} \right) + \sum Q_i(t) \delta(x - x_i) \delta(y - y_i) \delta(z - z_i) \quad (1)$$

where u , v , w are the velocity components in x , y and z direction respectively; C is the concentration of toxic chemical; σ is the parameter taking into account the process of toxic gas decay or rain wash out; μ_x , μ_y , μ_z are the coefficients of turbulent diffusion in x , y and z direction respectively; x_i , y_i , z_i are the coordinates of point source of emission; $Q_i(t)$ is the intensity of pollutant emission;

$\delta(x - x_i) \delta(y - y_i) \delta(z - z_i)$ is Dirac delta-function.

In the developed numerical model, the following profile of velocity component u and coefficient of diffusion μ_z is used [2]:

$$u = u_1 \left(\frac{z}{z_1} \right)^n, \mu_z = k_1 \left(\frac{z}{z_1} \right)^m,$$

where u_1 is the velocity at height z_1 ; $k_1=0,2$; $n=0,16$; $m \approx 1$. The following models to calculate the other diffusive coefficients are used

$$\mu_y = \mu_x, \mu_y = \kappa_0 u,$$

where κ_0 is the empirical parameter..

The transport equation is used with the following boundary conditions [1,5]:

– inlet boundary: $C|_{inlet} = C_E$, where C_E is the known concentration (very often $C_E = 0$);

– outlet boundary: in numerical model the condition $C(i+1, j, k) = C(i, j, k)$ is used (this boundary condition means that we neglect the process of diffusion at this plane);

– top boundary and ground surface $\frac{\partial C}{\partial n} = 0$.

To develop the numerical model the implicit difference scheme was used [1].

Results. The developed numerical model was used to predict HCL (this is the product of the propellant firing) concentration in the case of the accident at the rocket propellant storage. The place of toxic chemical emission is shown on Fig.1. It is situated apart from the working buildings of Pavlograd Chemical Plant. The main interest was to compute the level of the atmosphere pollution at the territory of this plant to find out the risk of hitting at this place. The duration of HCL emission was supposed to be 15min. The emission rate was 4000 g/s, the wind speed was $u_1=4.5$ m/s. The length of the region was 3500m, the width of the region was 2500m, the height of the computational region was 500m.

The height of the plume which is formed during the propellant firing was calculated using the following empirical model [6]

$$h = 4,71 \cdot \frac{Q^{0,444}}{u^{0,694}}$$

where u is wind speed, Q is the intensity of the heat emission ($Q=4 \cdot 10^3$ kJ/kg).

This vertical plume is simulated as the set of vertical point sources using Delta function.

The result of the numerical modeling is shown in Fig. 3. This Figure illustrates the HCL plume which covers the territory of the plant. In Table 1 the concentration of HCl near the industrial building (see Fig.1, position 2) at the plant territory is shown. Also one can see in this Table the ratio of the toxic chemical concentration to the threshold concentration which is equal to 0.02 mg/m³.

Table 1

HCL concentration near the building at the territory of Pavlograd Chemical Plant

Time after accident	Concentration	Level of Contamination (concentration / threshold concentration)
450 sec	2.85 mg/m ³	14,2
510 sec	3.24 mg/m ³	16,2
550 sec	3.40 mg/m ³	17,0

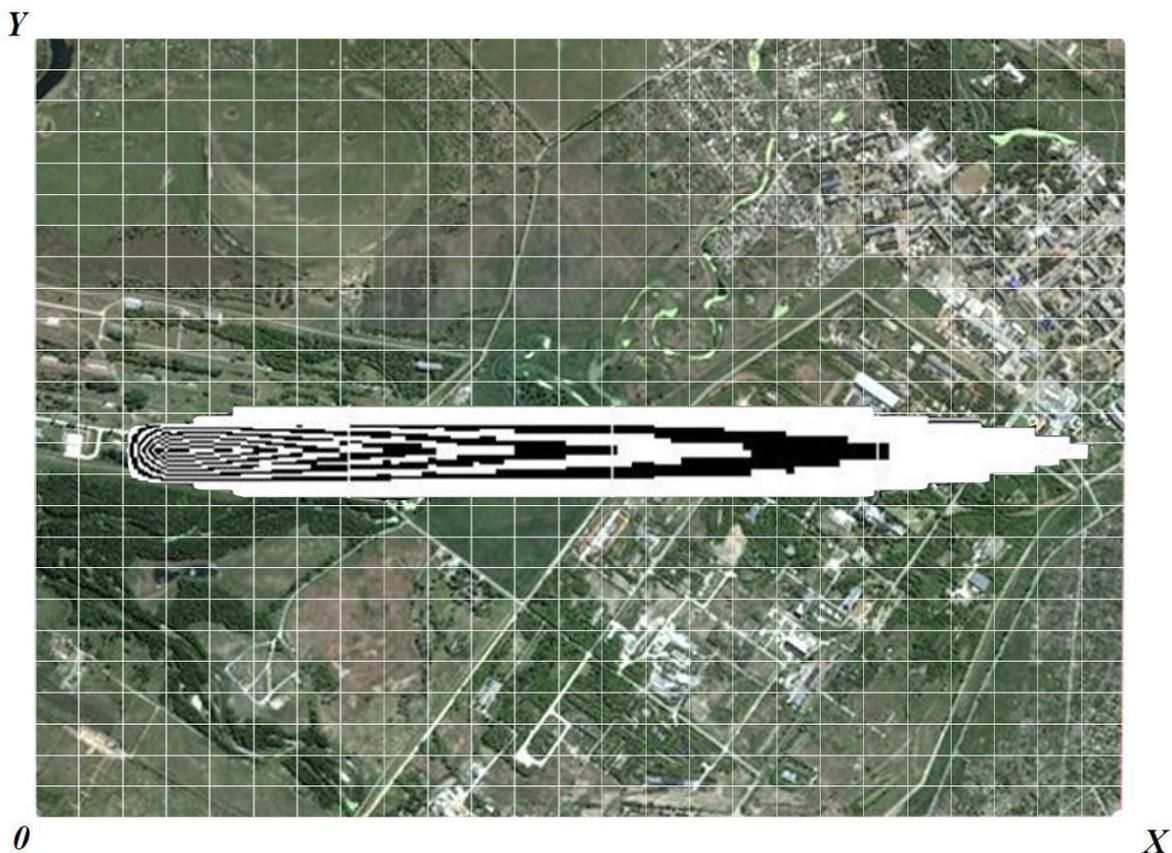


Fig. 3. Contours of HCL concentration, $t=550$ sec (level $z=10$ m):

It is clear that in the case of the accident at the storage the concentration of the toxic chemical concentration will quickly exceed the threshold level at the territory of Pavlograd Chemical Plant. This is a real danger for the people working at the plant. That is why the protection measures should be developed for the working people.

References

1. Antoshkina L. I. Otsenka ekologicheskogo riska pri avariayah s himicheskimi opasnyimi veshchestvami / Antoshkina L. I., Belyaev N. N., Gunko E. Yu. – D.: Nauka i obrazovanie, 2008. – 136 s.
2. Berlyand M. E. Sovremennyye problemy atmosferynoy diffuzii i zagryazneniya atmosfery / Berlyand M. E. – L.: Gidrometeoizdat, 1975. – 448 s.
3. Metodika prognozuvannya naslidkiv vilivu (vikidu) nebezpechnih hmiichnih rechovin pri avariayah na promisloviy ob'ektah i transporti – K.: 2001. – 33 s.
4. Bruyatskiy E. V. Teoriya atmosferynoy diffuzii radioaktivnykh vyibrosov / Bruyatskiy E. V. – K.: Institut gidromekhaniki NAN Ukrainy, 2000. – 443 s.
5. Marchuk G. I. Matematicheskoe modelirovanie v probleme okruzhayushey sredy / Marchuk G. I. – M.: Nauka, 1982. – 320 s.
6. Uork K. Zagryaznenie vozduha. Istochniki i kontrol./ Uork K., Uorner S. - M.: Mir, 1980. – 539 s.

*Рекомендовано до публікації д. т. н. Зберовський О.В.
Надійшла до редакції 25.02.2014*

О РАСПРЕДЕЛЕНИИ ЗОЛЫ, СЕРЫ И МАРГАНЦА В УГЛЕ ПЛАСТА С₄ ШАХТЫ «САМАРСКАЯ» ПАВЛОГРАД-ПЕТРОПАВЛОВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА

Рассмотрены особенности распределения золы, серы и марганца в угольном пласте с₄ поля шахты «Самарская».

Розглянуто особливості розподілу золи, сірки та марганцю у вугільному пласті с₄ поля шахти «Самарська».

The features of the distribution of ash, sulfur and manganese in the coal mine field c₄ "Samara".

Вступление. Исследуемая территория расположена в пределах Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района Западного Донбасса и административно относится к Павлоградскому району Днепропетровской области. Возрастание требований к охране окружающей среды обуславливает потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержаний золы, серы и токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе и отходах добычи и углеобогащения. Особая актуальность данной проблемы определяется Законом Украины «О недрах», постановлениями кабинета министров Украины № 22 от 30.09.1995 г. и № 688 от 28.06.1997 г., а также нормативными документами ГКЗ.

Последние достижения. Ранее В.В. Ишковым совместно с А.И. Чернобук, Д.Я. Михальчонок, В.В. Дворецким [1,2] исследованы особенности распределения некоторых токсичных и потенциально токсичных элементов в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогащительных фабрик Донбасса. В то же время, рассмотрение и анализ распределения золы, серы и марганца углях пласта с₄ шахты «Самарская» Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района ранее не выполнялось.

Цель работы: установить закономерности в распределении токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пласта с₄, одного из основных рабочих пластов поля шахты «Самарская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

Изложение результатов. Рассмотрение распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в геологических объектах различного характера и масштаба, является необходимой основой для изучения законов их миграции, концентрации и рассеяния. Особенность выполненных исследований заключалась в отсутствии возможности непосредственного наблюдения этих процессов. Обычно, в этом случае рассмотрение динамики процессов выполняется на основе сравнения данных о статистическом распределении химических элементов в рассматриваемых объектах. В дальнейшем эти результаты теоретически осмысливаются при анализе их физико-химических и геологических особенностей.

Таким образом, информация о распределении химических элементов в геологических объектах является исходным пунктом исследования, идущего от

обобщения фактического материала, через его теоретическое осмысление к проверке выявленных закономерностей опытным путем.

На начальном этапе обработки первичной геохимической информации с помощью программ Excel 2000 и STATISTICA 6.0 рассчитывались значения основных описательных статистических показателей (выборочного среднего арифметического, его стандартной ошибки, медианы, эксцесса, моды, стандартного отклонения, дисперсии выборки, минимального и максимального значения содержания, коэффициент вариации, асимметрии выборки), выполнялось построение частотных гистограмм содержаний и установление закона распределения исследуемых элементов.

С целью выявления состава геохимических ассоциаций, были рассчитаны по программе STATISTICA 6.0 коэффициенты корреляции Пирсона между содержаниями токсичных, потенциально токсичных и других элементов – примесей углей. В единую геохимическую ассоциацию объединялись элементы по абсолютной величине не менее двух коэффициентов корреляции превышающей 0,5 с уровнем значимости не менее 95%.

При оценке связи токсичных и потенциально токсичных элементов с органической или минеральной частью угля использовались коэффициенты сродства с органическим веществом F_0 показывающий отношение содержания элементов в углях с малой (<1,6) и высокой плотностью (> 1,7), коэффициенты приведенной концентрации $F_{пк}$, показывающие отношение содержаний элементов в фракции $i(C_i)$ к содержанию в исходном угле, коэффициенты корреляции содержаний исследуемых элементов и зольности угля и коэффициенты приведенного извлечения элемента в фракции различной плотности.

При построении всех карт использовалась программа Surfer 11.

Закономерности изменения содержания золы. Содержания золы в угле пласта (рис. 1) характеризуются существенными вариациями. Наибольшая аномалия содержания золы находится в северо-восточной части шахтного поля и ограничена с северной и восточной сторон границей шахтного поля, с юга ограничена скважинами №3610, №12435, с запада – скважинами №8037, №372. Аномалия приурочена к скважине №12428 со значением A^d - 31,5%. Градиент изменчивости содержания золы в широтном направлении составляет 0,028 г/м, в меридиональном – 0,019 г/м.

Вторая по величине аномалия расположена юго-западной первой, она приурочена к системе разломов юго-восточного – северо-западного направления. Она ограничена с северной и восточной стороны разрывным нарушением, с южной стороны ограничена скважинами №5907, №7926, а с западной стороны – скважинами №7912 и №8094. Аномалия приурочена к скважине №7958 со значением A_d – 27,4%. Она характеризуется следующими градиентами изменения содержания золы: в широтном направлении 0,022 г/м, в меридиональном направлении составляет 0,019 г/м.

К юго-востоку от нее располагаются две более мелкие, но значимые аномалии непосредственно расположенные в зоне нарушений в юго-восточной

части шахтного поля, скважина №8066 со значением $Ad = 24,8$ и скважина №1496, расположенная восточней со значением $Ad = 24,5\%$. В региональном плане (рис. 2) значения содержания золы в угле пласта s_4 шахты Самарская увеличиваются в северо-восточном направлении от 1,06% до 31,5% соответственно. Простирание изолиний этого показателя субмеридиональное. Среднее значение содержания золы в угле пласта s_4 составляет 7,53%.

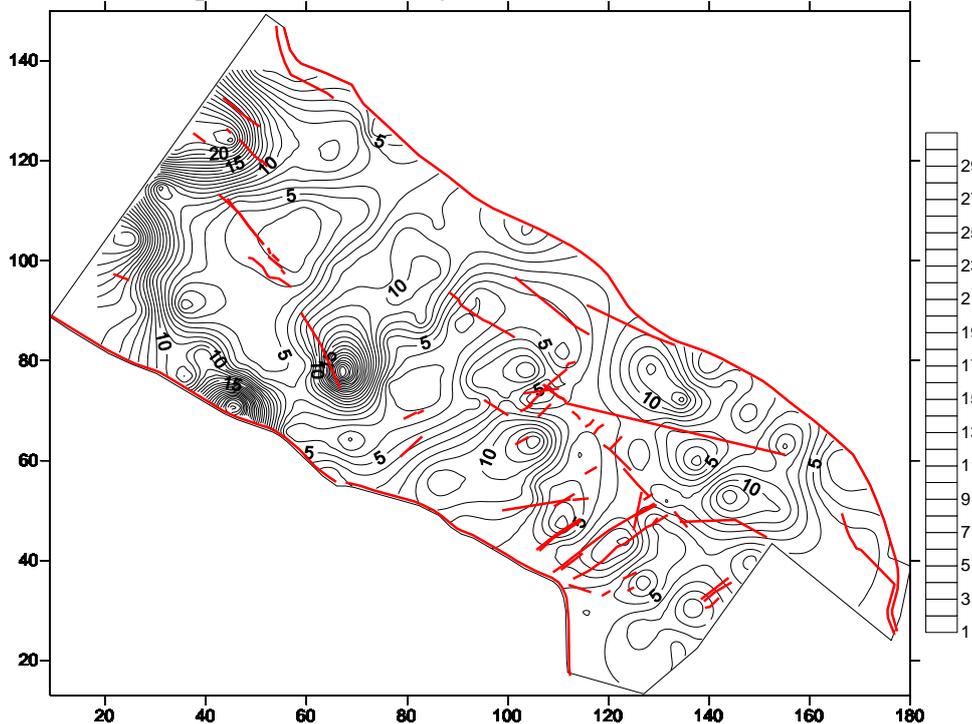


Рис.1. Карта содержания золы в угле пласта s_4 М 1:100000

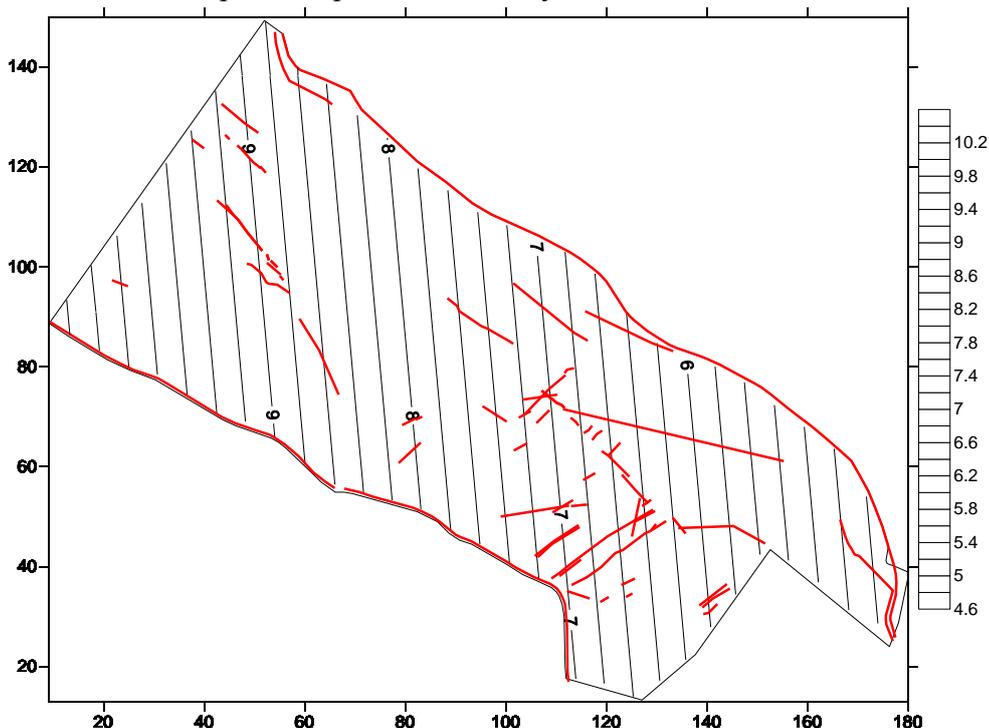


Рис. 2. Карта изменения региональной составляющей содержания золы в угле пласта s_4
М 1: 100000

На рис. 3 приведена карта локальных отклонений содержания золы угольного пласта с₄. Положительные локальные значения содержания золы в угольном пласте наблюдаются в северо-восточной (скважины №№ 12428, 7958), юго-восточной (скважины №№ 1496, 8066) части шахтного поля, отрицательные локальные значения наблюдаются между положительными - (скважины №№ 1250, НЗ-4167).

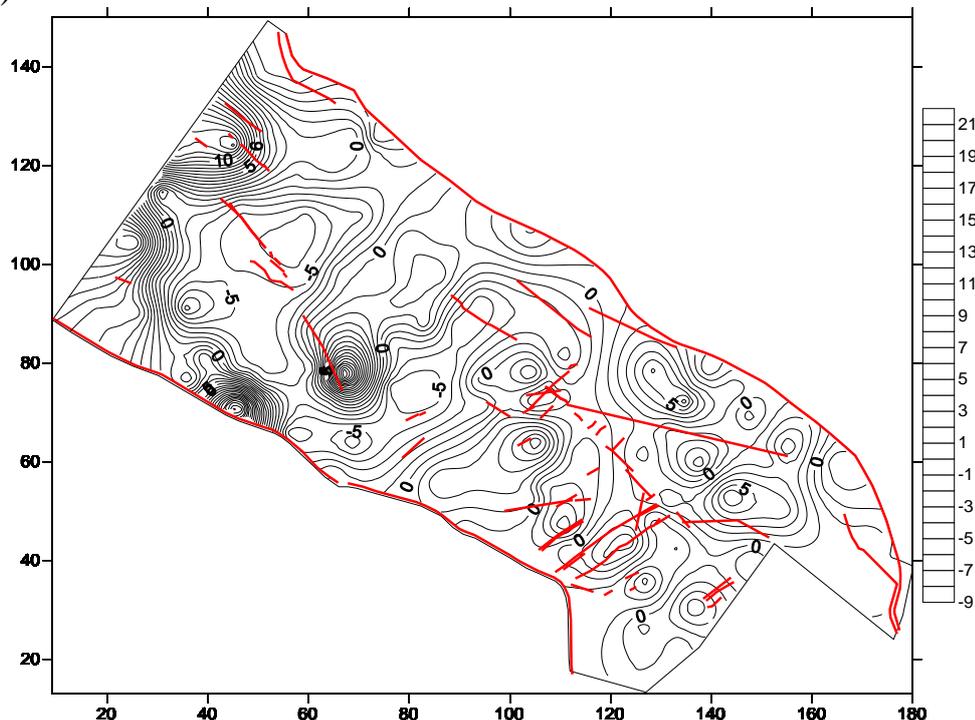


Рис. 3. Карта локальных отклонений содержания золы в угольном пласте с₄
М 1: 100000

Содержание золы не связано с содержанием серы общей (коэффициент корреляции Пирсона 0,06, график регрессии на рис. 4). Линейное уравнение регрессии зольности с содержанием серы общей:

$$A^d = 6,2007 + 0,8031 \times S_{\text{общ}}$$

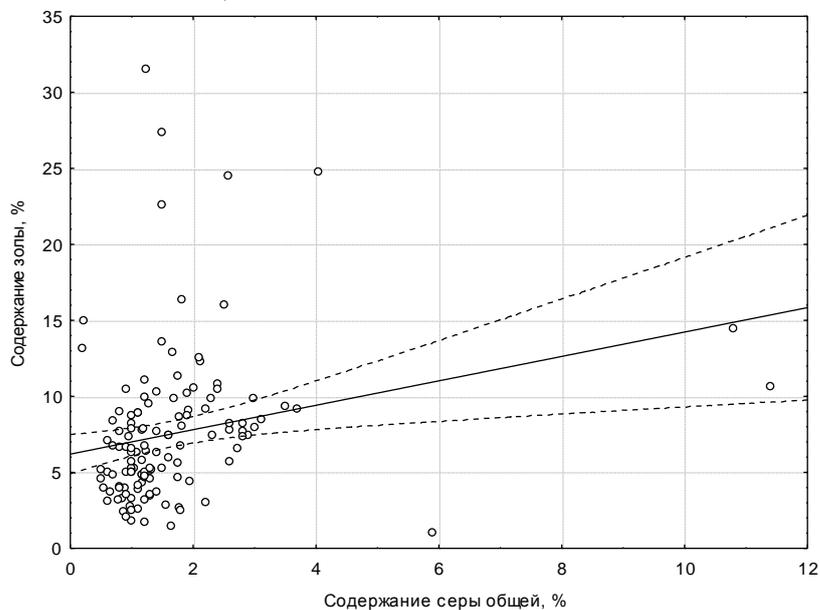


Рис. 4. График уравнения регрессии между содержаниями золы и серы общей в угле пласта с₄

Закономерности изменения содержания серы. На фоне более мелких аномалий содержания серы общей можно выделить три самые главные по величине и значению. Наибольшая аномалия находится в центральной части шахтного поля (рис. 5) и приурочена к зоне пересечения разломов. Она представлена скважиной №911 – Собщ = 11,4%. С севера и запада ее границей является разрывное нарушение, с востока она ограничена скважинами №12673, №1477, с юга – скважинами №332, №1452. Градиент изменчивости содержания серы как в широтном так и в меридиональном направлении составляет 0,031 г/м. Вторая по величине аномалия расположена севернее первой аномалии. Она представлена скважиной №1365 – Собщ = 10,8%. С юго-востока, юго-запада и северо-запада ее границей являются разрывные нарушения, с северо-востока она ограничена скважинами №1352, №12698. Аномалия характеризуется следующими градиентами изменения содержания серы: в широтном направлении 0,026 г/м, в меридиональном направлении составляет 0,03 г/м. Третья по величине аномалия расположена юго-восточнее предыдущих аномалий. Она представлена скважиной №1250 – Собщ = 5,9%. С северо-востока она ограничена границей шахтного поля и проходящим по этой границе разломом, с юго-востока она ограничена скважинами №12521, №12562 с юго-запада ее границей являются скважины №1409, №8111, с северо-запада – скважины №12479, №12833. Градиент изменчивости содержания серы как в широтном так и в меридиональном направлении составляет 0,016 г/м.

Карта изменения региональной составляющей содержания серы общей (рис. б) показывает возрастание содержания серы общей в угле пласта с₄ в северо-западном направлении. Содержание серы общей изменяется по шахтному полю от 0,2% до 11,4%. Среднее содержание серы по шахтному полю составляет 1,66%.

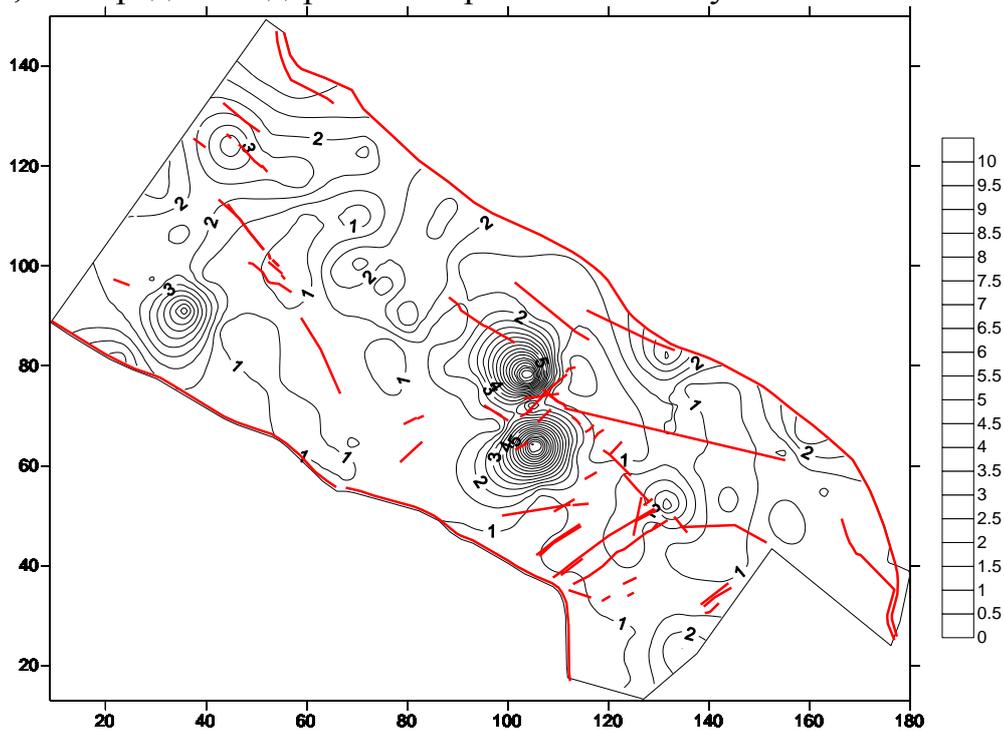


Рис. 5. Карта содержания серы общей в угле пласта с₄
М 1:100000

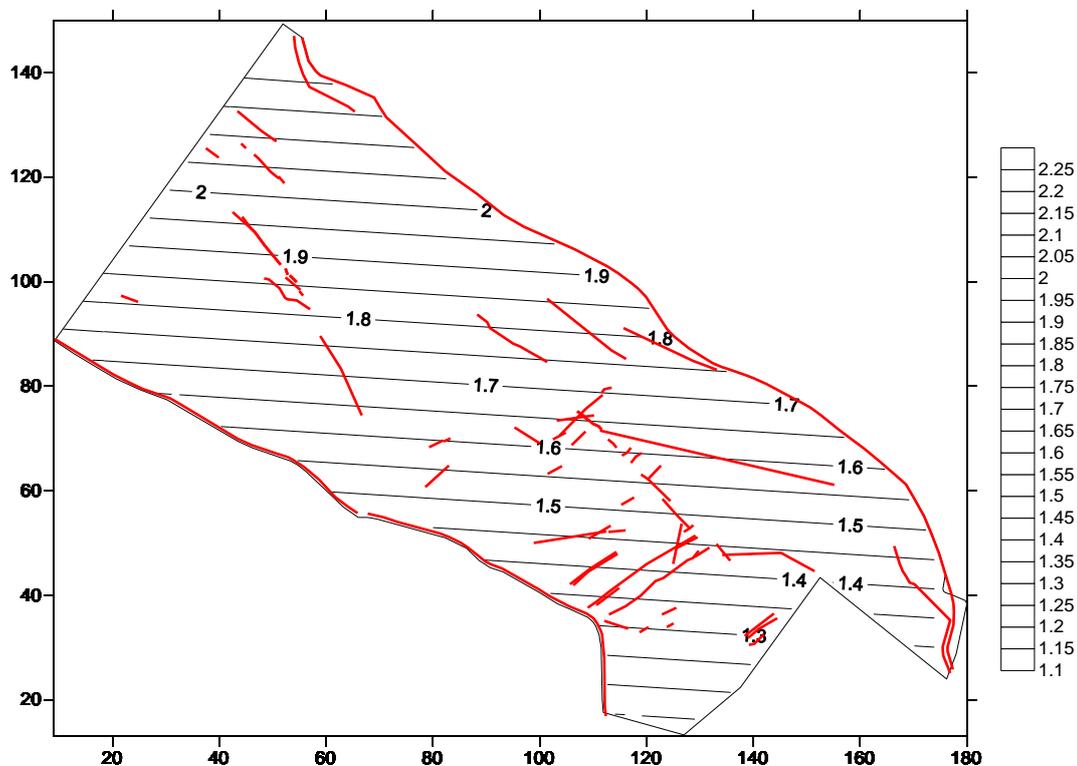


Рис. 6. Карта изменения региональной составляющей содержания серы общей пласта с₄
М 1:100000

На карте локальных отклонений содержания серы общей в угле пласта с₄ (рис. 7) выделяются три положительные локальные аномалии. Две из них, самые главные, расположены в центральной части шахтного поля в районе скважин № 911 (Собщ = 11,4%) и №1365 (Собщ = 10,8%), третья аномалия расположена в юго-восточнее в районе скважины № 1250 и составляет 5,9%. На остальной части шахтного поля значения локальной составляющей содержания серы общей в угле более менее однородны, незначительные отрицательные локальные аномалии локализируются между положительными и простираются в северном направлении.

Содержание серы общей соотносится с содержанием золы (коэффициент корреляции Пирсона 0,06, график регрессии на рис. 8). Линейное уравнение регрессии, характеризующее связь зольности с содержанием серы общей:

$$\text{Собщ} = 1,139 + 0,0689 \times \text{Ad}$$

Закономерности изменения содержания марганца. Первая положительная аномалия содержания марганца (рис. 9) расположена в северо-восточной части шахтного поля и приурочена к скважине №12428 с содержанием Mn 116 г/т, с северо-востока ее границей является граница шахтного поля, с юго-востока ограничена скважинами №12833, №12479. С юго-запада ограничена скважинами №3610, №12435. С северо-запада – скважинами №372, №8119. Градиент изменчивости содержания Mn в широтном направлении составляет 0,022 г/м, в меридианальном – 0,028 г/м.

Вторая аномалия расположена западнее первой, связана с системой разрывных нарушений северного простирания, ограничена скважинами №897, №7937, №7912, №12395. Она представлена скважиной №7958, в которой

содержание Mn составляет 113 г/т. Характерны следующие градиенты изменения содержания, в широтном направлении - 0,022 г/м, в меридиональном – 0,015 г/м.

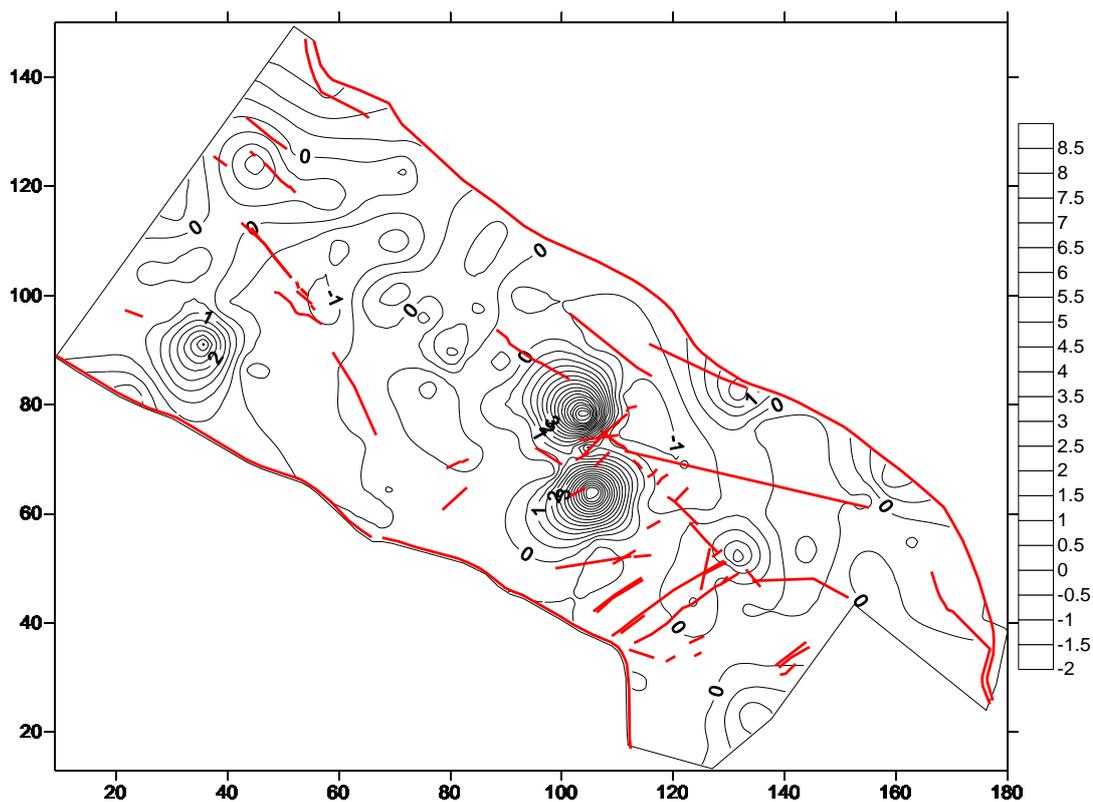


Рис. 7. Карта локальных отклонений содержания серы общей в угольном пласте с₄
М 1:100000

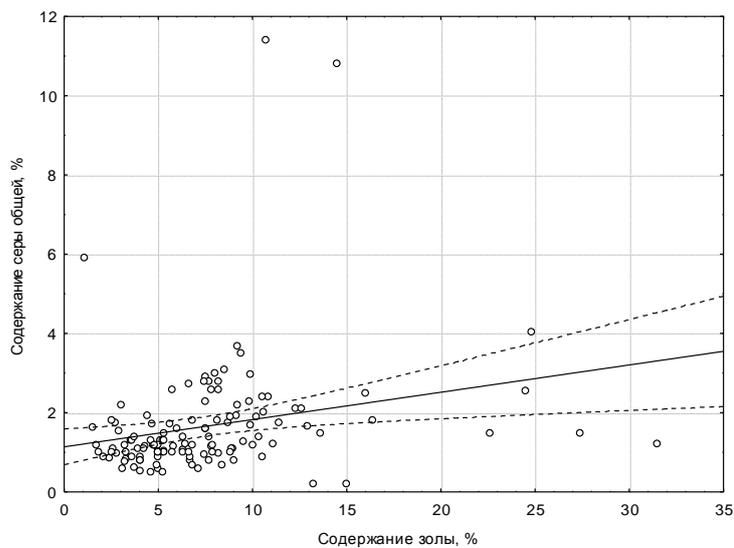


Рис. 8. График уравнения регрессии между содержаниями серы общей
и золы в угле пласта с₄

Карта изменения региональной составляющей концентрации марганца на рис. 10 показывает пространственное увеличение содержания марганца в угле

пласта с₄ в северо-восточном направлении. Величина изменения содержания марганца по шахтному полю составляет от 37 до 116 г/т.

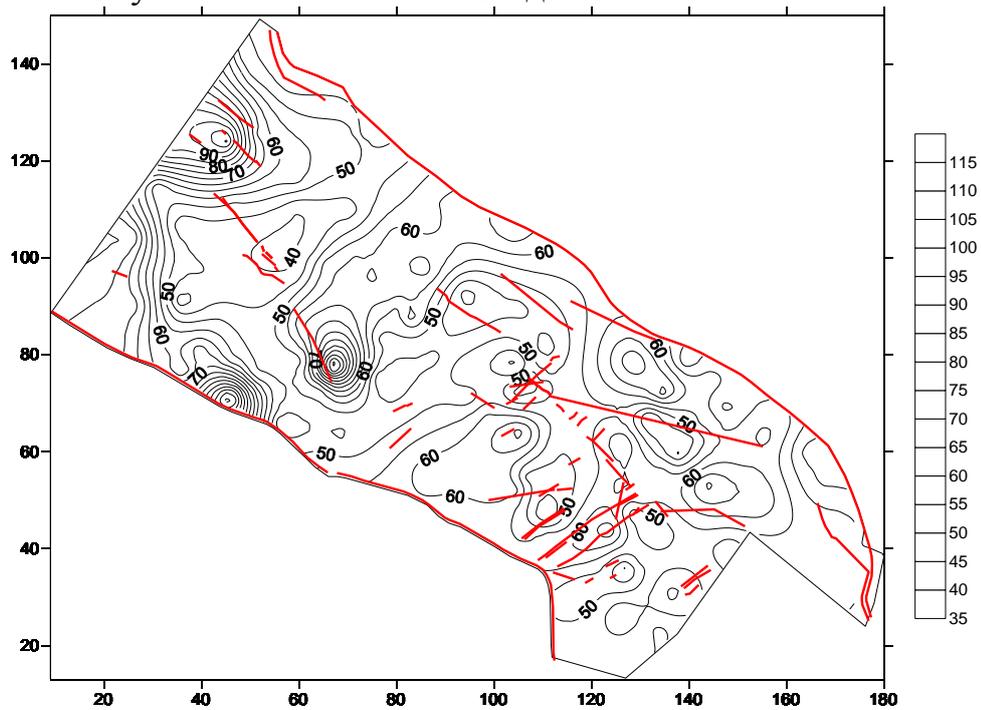


Рис. 9. Карта изоконцентрат содержания Mn в угле пласта с₄
М 1:100000

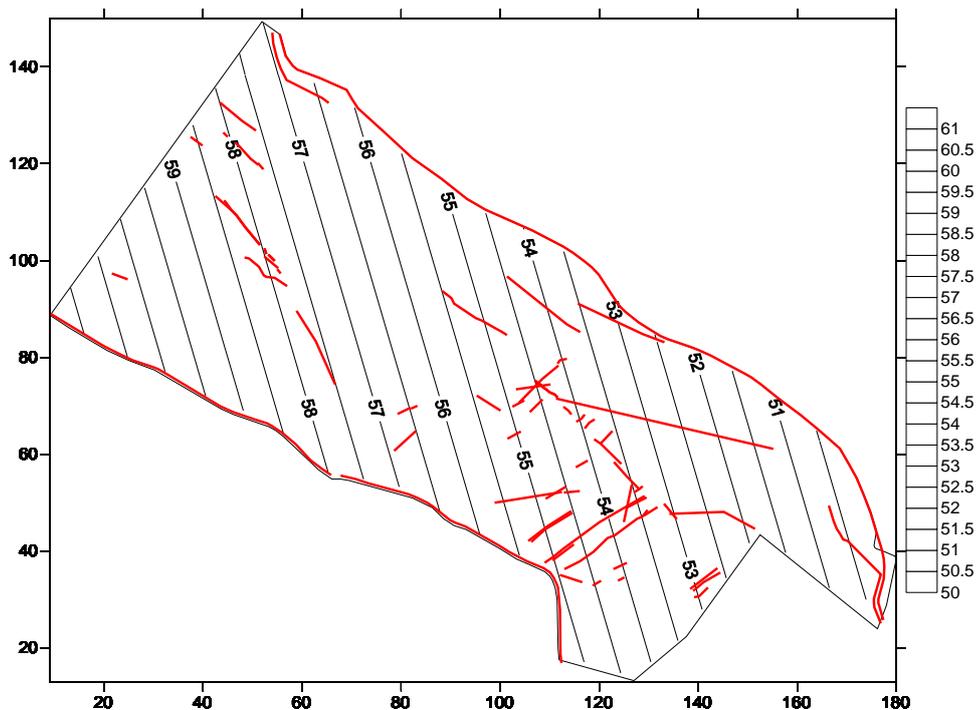


Рис. 10. Карта изменения региональной составляющей концентрации Mn в угле пласта с₄
М 1:100000

Выводы. Полученные в процессе исследований результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Градиенты изменчивости содержаний золы в пределах аномалий в широтном направлении значимо выше, чем в меридиональном.

2. Региональная составляющая содержаний золы закономерно уменьшается в северо-восточном направлении, от Украинского кристаллического щита, что связано с удалением от источника поступления минерального вещества в палеобассейн торфонакопления.

3. Аномалии содержаний серы в углях пласта характеризуются изометричной формой и приурочены к зонам пересечения разрывных нарушений в центральной части шахтного поля.

4. Региональной составляющей содержания серы общей увеличивается по площади пласта с₄ в северо-западном направлении. Содержание серы общей изменяется по шахтному полю от 0,2% до 11,4%. Среднее содержание серы по шахтному полю составляет 1,66%.

5. Содержания золы и серы общей в углях пласта в пределах шахтного поля значимо не связаны друг с другом.

6. Содержания марганца в углях пласта в пределах шахтного поля варьирует от 37 до 116 г/т. Региональная составляющая концентраций этого элемента изменяется аналогично региональной составляющей содержаний золы.

Основное научное значение полученных результатов заключается в установлении причин региональной изменчивости содержаний золы и марганца в углях пласта, а также в выявлении генетической связи аномальных содержаний серы с зоной пересечения разломов.

Практическое значение полученных результатов состоит в построении карт изоконцентрат золы, серы и марганца в углях пласта с₄ шахты «Самарская» и установлении пространственного положения аномально высокого их содержания.

Список литературы

1. Ишков В.В., Чернобук А.И., Дворецкий В.В. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Краснолиманской ЦОФ. // Науковий вісник НГАУ. 2001. - №5. - С. 84-86.

2. Ишков В.В., Чернобук А.И., Михальчонок Д.Я. О распределении бериллия, фтора, ванадия, свинца и хрома в продуктах и отходах обогащения Добропольской ЦОФ. // Науковий вісник НГАУ. -2001. – №4. – С. 89-90.

3. Инструкция по изучению токсичных компонентов при разведке угольных и сланцевых месторождений. - Под ред. В.Р. Клера. - М.: Инст. литосферы АН СССР, 1982. - 84 с.

4. Ишков В.В. Проблеми геохімії «малих» і токсичних елементів у вугіллі України // Наук. вісник НГА України. -№1. –Дніпропетровськ, НГАУ, 1999. –с. 128 – 132.

Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченко В.Ф..

Надійшла до редакції 16.09.14

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Авраменко Сонія Хабібুলівна – к.т.н., доцент кафедри «Екологія та охорона навколишнього середовища» Дніпродзержинського державного технічного університету

Алексеев Алексей Михайлович – к.т.н., ассистент кафедры системного анализа и управления ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Беличенко Елена Валентиновна – к.т.н., доцент кафедры маркшейдерии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Беляев Николай Николаевич – д.т.н., профессор, зав. кафедрой «Гидравлика и водоснабжение» Днепропетровского национального университета железнодорожного транспорта им. академика В. Лазаряна

Берлов Александр Викторович – инженер кафедры «Аэрогидромеханики и энергопереноса» Днепропетровского национального университета имени О. Гончара, г. Днепропетровск

Беспояско Едуард Александрович – к. геол. н., головний геолог ПАТ «Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат», м. Кривий Ріг

Беспояско Тетяна Василівна – к. геол. н., с.н.с. ПАТ Науково-дослідний та проектний інститут «МЕХАНОБРЧОРМЕТ» м. Кривий Ріг

Владыко Александр Борисович – к.т.н., доцент кафедры подземной разработки месторождений ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Гаврюк Георгий Федорович – к.т.н., доцент кафедры маркшейдерии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Гнатушенко Владимир Владимирович – д.т.н., профессор, зав. кафедрой автоматизированных систем обработки Днепропетровского национального университета им. О. Гончара

Гупало Світлана Федорівна – ст. лаборант кафедри «Екологія та охорона навколишнього середовища» Дніпродзержинського державного технічного університету

Дервягина Наталия Ивановна – м.н.с. кафедры гидрогеологии и инженерной геологии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Долгова Татьяна Ивановна – д.т.н., профессор кафедры аэрологии и охраны труда ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Євтехов Валерій Дмитрович – д. г.-м. н., профессор, зав. кафедрою геології та прикладної мінералогії Криворізького національного університету

Загородняя Лилия Сергеевна – аспірант кафедри автоматизированных систем обработки Днепропетровского национального университета им. О. Гончара

Змієвська Крістіна Олегівна – інженер II категорії відділу проблем розробки технологій вугільних родовищ, Інститут геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України, м. Дніпропетровськ

Иконников Максим Юрьевич – к.т.н., доцент кафедри аерології і охорони труда Государственного высшего учебного заведения “Национальный горный университет”, г. Днепропетровск

Инкин Александр Викторович – к.т.н., доцент ГВУЗ “Национальный горный университет”, докторант кафедри гідрогеології і інженерної геології, г. Днепропетровск

Ишков Валерий Валериевич – к.г.-м.н., зав. кафедри мінералогії і петрографії ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Каталенец Анатолий Иванович – д. геол.-мін. н., професор кафедри економіки і стратегії підприємств Криворожського економічного інституту Государственного ВУЗ «Криворожский национальный университет»

Кирия Руслан Виссарионович – к.т.н., старший науковий співробітник, інституту геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України, г. Днепропетровск

Козіна Інна Валеріївна – к.т.н., доцент кафедри управління на транспорті ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Козий Евгений Сергеевич – аспірант кафедри мінералогії і петрографії ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Коровин Юрий Федорович – д.т.н., професор кафедри «Екологія та охорона навколишнього середовища» Дніпродзержинського державного технічного університету

Ларионов Николай Григорьевич – інженер інституту геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України, г. Днепропетровск

Лозинський Василь Григорович – асистент кафедри підземної розробки родовищ ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Мазур Руслан Анатолійович – к.т.н., доцент кафедри автоматизації комп'ютерних систем ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Максимова Наталия Николаевна – асистент кафедри ЕГМС та ТБ Днепропетровського державного аграрного університету

Миронова Инна Геннадиевна – к.т.н., доцент кафедри екології ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Мищенко Анатолий Владимирович – начальник відділу МЧС України в Днепропетровській області, г. Днепропетровск

Новицький Ігор Валерійович – д.т.н., професор кафедри системного аналізу і управління ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Орлінська Ольга Вікторівна – д.геол.н., професор, завідувач кафедри ЕГМС та ТБ Днепропетровского государственного аграрного университета

Павличенко Артем Владимирович – к.б.н., доцент кафедри екології ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Пікареня Дмитро Сергійович – д.геол.н., професор кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Полищук Александр Сергеевич – к.ф.-м.н., доцент кафедри теоретической и прикладной механики Днепропетровского национального университета им. О. Гончара

Русакова Татьяна Ивановна – к.т.н., ассистент кафедри аэрогидромеханики и эргомассопереноса Днепропетровского национального университета им. О. Гончара

Самуся Ольга Володимирівна – аспірант кафедри економіки підприємства ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Сірченко Дар'я Олександрівна - студентка Дніпродзержинського державного технічного університету

Смирнов Андрей Николаевич – инженер 1 категории ИГТМ НАНУ, г. Днепропетровск

Собко Борис Ефимович – д.т.н. професор кафедри ОГР ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Соседка Вили Лукич – к.т.н., доцент кафедри автоматизации компьютерных систем ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Удовик Ирина Михайловна – к.т.н., доцент кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Франчук Всеволод Петрович – д.т.н., професор кафедри гірничих машин та інжинірингу ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Хрипливец Юлия Владимировна – аспірант кафедри гидрогеологии и инженерной геологии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Шевченко Олександр Євгенійович – аспірант кафедри гірничих машин та інжинірингу ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Шевченко Юлія Олександрівна – асистент кафедри системного аналізу і управління ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Шепель Тарас Вілійович – аспірант кафедри гірничих машин та інжинірингу ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 44**

Підп. до друку 18.11.2014. Формат 60×84/16.
Ум. друк. арк. 9,5. Обл.-вид. арк. 9,5
Тираж 100 прим. Зам. № 1296

Підготовлено до видання та видруковано
у Державному ВНЗ «НГУ»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06.2007 р.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19

