

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

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету**

№ 41

**Дніпропетровськ
2013**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2013 — № 41 — 218 с.

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

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

Збірник друкується за рішенням вченої ради НГУ
(протокол № 5 від 28.05.2013 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», 2013

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.
Роєнко 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

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

Гірничі машини.

Динаміка і міцність машин

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

Буріння свердловин

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

Електротехнічні комплекси і системи

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

Автоматизація технологічних процесів

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

Охорона праці

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

Адреса редакції:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Ішкову В.В. тел./ факс 726-77-04,
46-90-92, E-mail: zberovskiA@nmu.org.ua

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

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

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

Рекомендуемая структура статьи:

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

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

* УДК – вверху слева, без отступов;

* Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;

* Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;

* Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см ;

* Текст форматируется с выравниванием по ширине и междустрочным интервалом -1,0; отступ первой строки 1,2 см; абзацные отступы и интервалы – недопустимы; расстановка переносов автоматическая, номера страниц не проставляются.

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

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

* Рисунки должны быть в черно-белом изображении и вставлены в текст в местах ссылки на них. Подписи рисунков имеют вид: Рис. 1. Схема...

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

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

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

Приведены результаты геологической дешифровки материалов космических геофизических съемок Карпат.

Наведено результати геологічного дешифрування матеріалів космічних геофізичних зйомок Карпат.

Results of geological photointerpretation of materials of space geophysical surveys of Karpat are considered.

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию

Список литературы

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

В редакцию «Сборника...» необходимо подать:

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

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

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

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

Телефоны для справок:

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

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

ПЕТРОГРАФИЧЕСКИЕ РАЗНОВИДНОСТИ АЛМАЗОНОСНЫХ КИМБЕРЛИТОВ ТРУБКИ ЛОРЕЛЕЙ (АНГОЛА)

Приведены результаты исследований минералого-петрографического состава кимберлитов, типоморфизма алмазов и минералов-спутников кимберлитовой трубки Лорелей (Ангола). Установлено, что кимберлитовое тело сложено автолитовыми кимберлитовыми брекчиями, массивными кимберлитами, ксенолитами горнблендитов, габбро и кристаллосланцев. Кристаллы алмазов, выявленные в кимберлитах, представлены в основном ромбододекаэдрами.

Наведені результати досліджень мінералого-петрографічного складу і типоморфізму алмазів кимберлітової трубки Лорелей (Ангола). Встановлено, що кимберлітове тіло складено автолітовими кимберлітовими брекчіями, масивними кимберлітами, ксенолітами горнблендитів, габбро і кристалосланців. Кристали алмазів, які встановлені в кимберлітах, представлені переважно ромбододекаедрами.

Data are given about results of mineralogic-petrographical composition and typomorphism of diamonds from kimberlite tube Loreley (Angola). It is substantiated that kimberlite tube consists of massive kimberlite, avtolite breccia, relicts of gornblendites, gabbro and shists. The crystals of diamonds from kimberlites are presented by rombododecaedres.

Вступление. Кимберлитовая трубка Лорелей обнаружена в северо-западной части Ангольского щита в процессе проведения исследований в рамках проекта «Ганго» (Слейд К., Вунда Т.М., Сантош А., Найсименто Е.).

В структурном отношении район исследований относится к северо-западной части Ангольского щита (район Муссенде). Кимберлитовая трубка Лорелей расположена в верховьях р. Муссе и приурочена к осевой линии разлома субширотного простирания. На уровне эрозионного среза трубка в плане имеет эллипсовидную форму. В вертикальном разрезе морфология трубки близка к диатреме с каналом цилиндрического типа.

В данной статье представлены результаты минералого-петрографических исследований по определению состава кимберлитов, изучению алмазов и их минералов-спутников трубки Лорелей, проведенные авторами.

Цель исследования – установление основных петрографических разновидностей кимберлитов района Муссенде (Ангольский щит), определение типоморфизма алмазов и их минералов-спутников трубки Лорелей.

Изложение основного материала исследований. Перекрывающие трубку породы представлены песчано-глинистыми разновидностями. Фрагментарно в пределах площади расположения трубки встречаются кремнисто-карбонатные породы с едва прослеживаемой слоистостью. Карбонатные породы, встречаемые в верхних частях кимберлитовых тел – это реликты кратерных образований, свидетельствующих о небольшом денудационном срезе. Кимберлитовое тело сложено разнообразными петрографическими типами пород – кимберлитовыми брекчиями, массивными кимберлитами порфириковой структуры, а также ксенолитами горнблендитов, габбро и биотит-гранат-плагноклазовых кристаллосланцев.

Основная масса кимберлитов состоит из мелких вкрапленников серпентинизированного оливина, ромбического пироксена, перовскита и граната, сцементированных массой карбонат-серпентинового состава (рис. 1).



Рис. 1. Зерна серпентинизированного оливина с келифитовыми оторочками в порфириновом кимберлите. Шлиф, николи +, ув. 120^x

Порфиновый кимберлит представлен породой голубовато-зеленоватого цвета. Текстура кимберлита вкрапленная, иногда брекчиевидная, структура в основном порфириовидная, у отдельных разновидностей – кластически-порфириовидная и келифитовая. Размер вкрапленников варьирует от 2–3 мм до 1–2 см. Наблюдаются вкрапленники идиоморфной, овальной, уплощенно-овальной формы, встречаются также остроугольные обломки, определяющие кластическую структуру кимберлита. Вкрапленники с идиоморфными очертаниями принадлежат серпентинизированному оливину и пироксену, наблюдаются также чешуйки биотита и флогопита. Остроугольные обломки, формирующие брекчиевидный облик породы, представлены фрагментами пород основного и ультраосновного состава.

При микроскопическом изучении установлено, что порфиновый кимберлит содержит до 30 % оливина, замещенного серпентином двух генераций. Форма псевдоморфоз округло-овальная. Вкрапленники зонально окрашены – по периферии развивается темно-зеленый боулингит, формирующий келифитовые каемки, а в ядре – серпентин двух генераций (серпофит и лизардит). Гранат наблюдается в виде трещиноватых зерен, содержащих включения магнетита и биотита. Вокруг зерен граната отмечаются келифитовые каемки, образованные агрегатами серпентин-карбонат-хлоритового состава, иногда – пылевидным рудным минералом (рис. 2).

Кимберлитовые брекчии интенсивно переработаны вторичными процессами: карбонатизацией, серпентинизацией, оталькованием. Карбонаты представлены тремя разновидностями: кальцитом, доломитом и стронцианитом. Доломит диагностирован по единичным ромбовидным сечениям карбонатных зерен с ориентировкой полисинтетических двойников параллельно короткой диагонали ромбовидных сечений. Кальцит формирует агрегаты таблитчатых зерен, а иногда развивается в прожилках, совместно с тальком. Тальк наблюда-

ется в составе прожилков, замещающих основную ткань породы и зерна серпентинизированного оливина.

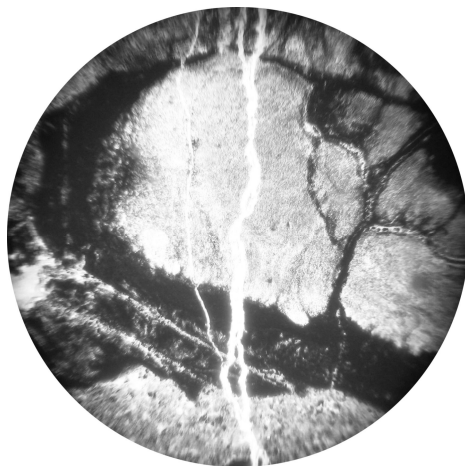


Рис. 2. Зерно граната с келифитовой оторочкой. Шлиф, николи +, ув. 120^x

Связующая масса кимберлитов представлена тонкозернистым агрегатом сложного состава: серпентин, перовскит, карбонаты, брусит и единичные зерна амфибола. Иногда вокруг отдельных вкрапленников кимберлита отмечаются скопления игольчатых зерен апатита. Карбонатные минералы в кимберлите замещают как вкрапленники, так и связующую массу породы.

Среди кимберлитов трубки Лорелей отмечены некоторые разновидности, обогащенные флогопитом. В их составе отмечаются единичные порфиоровые вкрапленники флогопита, серпентинизированные зерна оливина, оплавленные зерна трещиноватого граната.

Трещины выполнены рудным минералом, биотитом и хлоритом. По периферии гранатовых зерен наблюдается оболочка келифита серпентин-карбонат-хлоритового состава. Форма серпентиновых псевдоморфоз в основном округлая, а у отдельных вкрапленников – правильная, с унаследованными кристаллографическими очертаниями, свойственными оливины. Серпентинизация оливина сопровождалась выделением пылевидного магнетита, нередко образующего каемку вокруг псевдоморфоз.

Совместно с магнетитом и серпентином развивается карбонат. На отдельных участках наблюдаются фрагменты измененного порфирита. В составе карбонат-серпентиновых псевдоморфоз наблюдаются реликты бутылочно-зеленого минерала, с таблитчатой формой зерен, вероятно хромдиопсида.

Практически все вкрапленники окружены келифитовыми каемками, представленными агрегатом серпентин-хлоритового состава. В составе вкрапленников наблюдаются зерна рудного минерала и псевдоморфозы боулингита по оливины. Основная масса – карбонат-серпентинового состава с флогопитом.

Ксенолиты кимберлитовых брекчий содержат фрагменты горнблендитов и интенсивно измененного габбро. Минеральный состав габбро представлен гранатом (до 15 %), биотитом и флогопитом (совместно до 10 %), плагиоклазом (35 %), хлорофеем и карбонатом (совместно до 40 %). Структура породы ре-

ликтовая габбровая. В результате вторичных изменений плагиоклаз был каолинизирован, а по зернам исходного пироксена развивался хлорофенит.

Некоторые разновидности изученных кимберлитовых брекчий могут быть отнесены к типу автолитовых, сформировавшихся в результате смешения нескольких мантийных выплавок различных по составу дифференцированных пород, залегающих на разных уровнях верхней мантии [1]. В пользу данного предположения свидетельствует наличие в составе вкрапленников кимберлита т.н. автолитов – агрегатов, состоящих из идиоморфных зерен серпентинизированного оливина, окруженных каймой мелкопорфирового кимберлита.

У автолитовых фрагментов наблюдается идиоморфный характер псевдоморфоз, унаследовавших форму замещенного оливина. Наряду с автолитами в составе брекчий отмечаются и округло-овальные псевдоморфозы серпентинизированного оливина, а также обломки горнблендита и гранат-биотитового слюдита. Структура породы брекчиевидная.

В процессе опробования трубки Лорелей были обнаружены кристаллы алмаза. Эти алмазы представлены кристаллами или осколками кристаллов, а также сростками двух и более индивидов. Преобладают осколки и поврежденные зерна. Алмазы в основной массе бесцветные или с незначительным желтым нацветом, коричневые кристаллы встречаются реже. В трубке Лорелей большинство образцов алмаза представлены ромбододекаэдрами или их осколками (VI группа по классификации З.В. Бартошинского) [2]. По классификации Ю.Л. Орлова [3], все обнаруженные кристаллы были отнесены к I группе. Значительная их часть обладает нарушенной симметрией, для большинства характерно сильное уплощение по осям симметрии L3 и L2. Следов износа не наблюдается.

В зоне выветривания кимберлитовые породы представлены в основном двумя разновидностями:

1) желтовато-бурой с белесым оттенком породой, сохранившей реликтовую, кластически-порфировидную структуру, текстура породы – комбинированная, представленная сочетанием брекчиевидной, ячеистой (у петрокластических вкрапленников) и на отдельных участках – порошковатой (за счет замещения каолинит-монтмориллонит-гидрослюдистыми минеральными агрегатами). В породе наблюдаются идиоморфные и овальные вкрапленники измененного оливина с келифитовыми каемками, а также фрагменты пород основного и ультраосновного состава. Цементирующая масса представлена мелкозернистым кимберлитом. Вторичные минералы представлены карбонатом, каолинитом, монтмориллонитом и гидроокислами железа;

2) вторая разновидность выветрелых кимберлитов представлена породой желто-бурого цвета, преимущественно порошковатой текстуры, на отдельных участках наблюдается пористая и ячеистая текстуры. Структура породы в целом афанитовая, редко – реликтовая кластически-порфировидная. При микроскопическом изучении установлено, что кимберлиты зоны выветривания представлены тонкозернистым минеральным агрегатом, состоящим из таблитчатых зерен кальцит-доломитового состава, «погруженных» в тонкодисперсный агрегат каолинит-гидрослюдисто-монтмориллонитового состава. На отдельных

участках наблюдаются колломорфноподобные скопления кальцита и сфероли-
товые образования, состоящие в основном из халцедона.

Минералы-спутники алмаза в изучаемом регионе представлены гранатом
нескольких разновидностей, хромдиопсидом (рис. 3), пикроильменитом, пири-
том, хромшпинелидами.



Рис. 3. Зерна хромдиопсида (район Муссенде)

Гранаты представлены угловатыми, округлыми зернами и обломками пи-
ропов размером до 7 мм. Рельеф поверхности зерен коррозионный, что свиде-
тельствует об их растворении в неравновесных системах. Показатель прелом-
ления – 1,74–1,76, уд. вес – 3,75 г/см³. Пиропы представлены 3 основными раз-
новидностями – фиолетово-красной, красной и красно-коричневой. Фиолетово-
красный пироп содержит расплавные включения округлой формы, температура
гомогенизации колеблется в пределах 1150°–1200°. Зерна красного пироба со-
держат включения рутила, клинопироксена и биотита. Отмечаются включения
рутила двух видов – удлиненно-призматические и гексагональные. Длинно-
призматические (эпигенетические) кристаллы рутила выходят за пределы зерен
минерала-хозяина и, как правило, ориентированы под углом 120° по отноше-
нию друг к другу, вероятно проявляя элементы структуры распада твердого
раствора. Сингенетические кристаллики рутила с гексагональной формой ог-
ранки (вероятно унаследованной от минерала-хозяина) имеют высокие цвета
интерференции. Наличие включений рутила в гранате свидетельствует о тита-
нистой специализации минералообразующей среды.

По времени образования удалось выделить две основных группы пироба:

- ранняя, фиолетово-красная, высокохромистая;
- поздняя, красно-оранжевая, отличающаяся от первой группы большими
размерами зерен, пониженным содержанием хрома при повышенном содержа-
нии титана и железа.

Клинопироксен, представленный хромдиопсидом, довольно редко встре-
чается в кимберлитах трубки Лорелей и представлен отдельными обломками,
реже зернами округло-овальной формы с фрагментами каймы, выполненной
тонкозернистым кальцитом. По цвету прослеживаются 2 разновидности – с

желтовато-зеленым и изумрудно-зеленым оттенком. По результатам минералогических исследований установлено, что клинопироксен относится к хромдиопсидам хромовой минеральной ассоциации. Клинопироксен титановой и эклогитовой ассоциаций не обнаружен.

Пикроильменит в кимберлитах присутствует в виде угловатых обломков крупных зерен округло-овальной формы. Около 30 % пикроильменита представляют собой поликристаллический агрегат, зерна с монокристалльным строением имеют характерную шиповидную поверхность с кристалликами анатаза и примазками лейкоксена. Общей особенностью пикроильменитов являются вариации содержания магния и титана, а также низкое содержание хрома, за исключением нескольких зерен. Согласно химико-генетической классификации пикроильменит относится к низкохромистым разновидностям из перидотитов и пироксенитов.

Пирит в кимберлитах встречен в виде стяжений серо-желтого цвета, округлой формы, размером до 1,5 см. Шаровые стяжения образованы пластинчатым пиритом. Кристаллики пирита кубической формы как бы цементируют шаровые стяжения. Таким образом, кубические кристаллы пирита относятся к более поздней генерации.

Шпинелиды являются наиболее распространенными глубинными минералами в изучаемой кимберлитовой трубке. Форма зерен в основном округлая, размер варьирует от 0,2 до 8 мм. На поверхности многих зерен отмечаются признаки магматической коррозии 1 и 2 типа по В.П. Афанасьеву. Коррозия первого типа характеризуется развитием параллельно-ступенчатого рельефа по ребрам и вершинам кристаллов. Коррозия второго типа представлена матировкой поверхности зерен. Изучение минералов-спутников алмаза позволяет определить их место в многофазном процессе формирования кимберлита – магматическом, пневматолитовом, аутометасоматическом.

Выводы. Таким образом, результаты минералого-петрографических исследований позволяют сделать следующие выводы:

- основные петрографические разновидности кимберлитов района Муссенде представлены кимберлитовыми брекчиями, массивными кимберлитами порфировой структуры, а также ксенолитами горнблендитов, габбро и биотит-гранат-плагиоклазовых кристаллосланцев;

- минералы-спутники алмаза в изучаемом регионе представлены гранатом нескольких разновидностей, хромдиопсидом, пикроильменитом, пиритом, хромшпинелидами;

- кимберлитовые брекчии интенсивно переработаны вторичными процессами: карбонатизацией, серпентинизацией, оталькованием;

- кристаллы алмазов, выявленные в кимберлитах, представлены в основном ромбододекаэдрами;

- некоторые разновидности изученных кимберлитовых брекчий могут быть отнесены к типу автолитовых, сформировавшихся в результате смешения нескольких мантийных выплавов различных по составу дифференцированных пород, залегающих на разных уровнях верхней мантии.

Список литературы

1. Харьков А.Д., Зинчук Н.Н., Крючков А.И. Коренные месторождения алмазов мира / А.Д. Харьков, Н.Н. Зинчук, А.И. Крючков – М.: Недра, 1998. – 567 с.
2. Бартошинский З.В. Сравнительная характеристика алмазов из различных алмазоносных районов Западной Якутии/ З.В. Бартошинский // Геология и геофизика. – 1961. – №6. – С. 40-50.
3. Орлов Ю.Л. Минералогия алмаза / Ю.Л. Орлов – М.: Наука, 1984. – 264 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 29.04.2013*

УДК 553.5:552.086:903.2

© І.С. Нікітенко, М.Л. Куцевол, Е.Д. Коваленко

РЕЗУЛЬТАТИ ПЕТРОГРАФІЧНОГО ДОСЛІДЖЕННЯ КОЛЕКЦІЇ СТАРОДАВНІХ ЖОРЕН З ФОНДІВ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОГО НАЦІОНАЛЬНОГО ІСТОРИЧНОГО МУЗЕЮ ІМ. Д.І. ЯВОРНИЦЬКОГО

Проведено петрографічне дослідження колекції стародавніх жорен з фондів Дніпропетровського національного історичного музею ім. Д.І. Яворницького та визначено походження їх сировини. Зроблено висновки щодо особливостей використання населенням Середнього Придніпров'я гірських порід для їх виготовлення у різні епохи.

Проведено петрографическое исследование коллекции древних жерновов из фондов Днепропетровского национального исторического музея им. Д.И. Яворницкого и определено происхождение их сырья. Сделаны выводы относительно особенностей использования населением Среднего Приднепровья горных пород для их изготовления в разные эпохи.

A petrographic study of selected ancient millstones from the collection of the Dnipropetrovsk National Historical Museum named after D.I. Yavornytskyi was carried out, and the origin of the raw material was determined. Conclusions were drawn about the peculiar uses of the rocks for their production by the population of Middle Transdnepria in various eras.

Вступ. Історія видобування кам'яної сировини на території Середнього Придніпров'я, за археологічними даними, сягає кількох тисячоліть. Особливе місце в ній займає використання каменю для виготовлення знарядь для помелу зерна: жорен та зернотерок. Їх виробництво вимагало використання певних гірських порід, крім того, видобуток значних за розміром блоків, у більшості випадків, потребував застосування певних гірничих прийомів. Все це робить питання використання гірських порід для виготовлення жорен дуже важливим при дослідженні історії використання кам'яної сировини.

Стаття присвячена мінералого-петрографічному дослідженню стародавніх жорен та зернотерок, що використовувались на території Середнього Придніпров'я від часів енеоліту-бронзи до середньовіччя. Такі знаряддя зберігаються у фондах Дніпропетровського національного історичного музею ім. Д.І. Яворни-

цького, де нам було дозволено взяти проби. Попри те, що досліджена колекція є невеликою, вона є достатньо показовою, оскільки представлена цінними артефактами різних епох.

Мінералого-петрографічні дослідження зернотерок і жорен є досить рідкісними. Виключенням для території України є лише дослідження видобування туфів на території Вінниччини за часів черняхівської культури П.І. Хавлюком, коли жорна із зазначених порід мали великий ареал розповсюдження [1]. Така ситуація, за даними цього ж дослідника, продовжувалася і за часів Київської Русі, проте остання точка зору не поділяється низкою авторів.

Таким чином, систематичних досліджень використання кам'яної сировини для виготовлення жорен та зернотерок у Середньому Придніпров'ї, які б базувалися на мінералого-петрографічних аналізах та охоплювали всі історичні періоди, не проводилося. Тому представлена робота може стати початком такого вивчення.

Мета роботи. Визначити особливості використання кам'яної сировини для виготовлення жорен і зернотерок стародавнім населенням Середнього Придніпров'я.

Для виконання мети було проведено петрографічне дослідження сировини артефактів та визначено її походження.

Виклад основного матеріалу досліджень. Для проведення дослідження було надано 9 стародавніх виробів, представлених жорнами (рис. 1) та зернотерками (рис. 2), що мають вік від доби енеоліту-бронзи до середньовіччя (табл.).

Таблиця

Перелік досліджених артефактів

№	Найменування	Розмір, см	Інв. №	Культура або час	Місце знахідки	Порода
1	Зернотерка (верхня частина)	22,5x8	A-7906	-	с. Вовниги, б. Башмачка	Граніт аплітоподібний
2	Жорно	d – 42	A-4825	Середньовіччя	-	Пісковик кварцовий з опаловим цементом
3	Зернотерка (основа)	45x25x11	A-12532	Енеоліт-бронза	с. Ільїнка Томаківського району	Плагіограніт біотитовий
4	Жорно з отвором	70x62x7	A-13571 /2	I тис. н. е.	с. Шолохове Нікопольського району	Вапняк-черепашник піщанистий
5	Зернотерка (основа)	47x30x14,5	A-12535	Скіфська	с. Новокиївка Томаківського району	Пісковик кварцовий з глинисто-кременистим цементом
6	Фрагмент зернотерки	-	НВ-18495 /1-3	Скіфська	с. Новокиївка Томаківського району	Пісковик кварцовий з заліристо-глинистим цементом

№	Найменування	Розмір, см	Інв. №	Культура або час	Місце знахідки	Порода
7	Фрагмент зернотерки	32x14,5x6	НВ-17860	Скіфська	с. Ільїнка Томаківського району	Вапняк-черепашник
8	Зернотерка	12,4x14,4	НВ-18204	Скіфська	с. Новокиївка Томаківського району	Граніт мусковіт-біотитовий
9	Жорно (половина)	6x25x14	А-13108	Черняхівська	с. Ганнівка Широківського району	Вулканічний туф змішаного складу

В результаті дослідження було встановлено, що сировина виробів представлена гранітоїдами, пісковиками, вапняками-черепашниками, а також вулканічним туфом.

Гранітоїди. До зазначеної групи у дослідженій колекції відносяться зразки 1, 3, 8. Зразок 1 представлений аплітоїдним гранітом, зразок 3 – плагіогранітом біотитовим, а зразок 8 – нормальним двослюдяним гранітом.



Рис. 1. Жорно (зразок 4).



Рис. 2. Скіфська зернотерка (зразок 5).

Аплітоподібний граніт (1) на 35–40 % складається з мікрокліну та містить трохи менше (30–35 %) плагіоклазу. Вміст кварцу – 20–25 %. В породі присутні біотит та епідот, котрі займають по 1 % об'єму породи відповідно, а також акцесорний циркон, представлений одиничними зернами. По польових шпатах слабо розвинутий серицит, міститься дисперсна домішка гетиту, іноді спостерігаються мірмекітові зростання кварцу і кислого плагіоклазу (у кількості <1 %). Структура породи алотриоморфнозерниста (рис. 3).

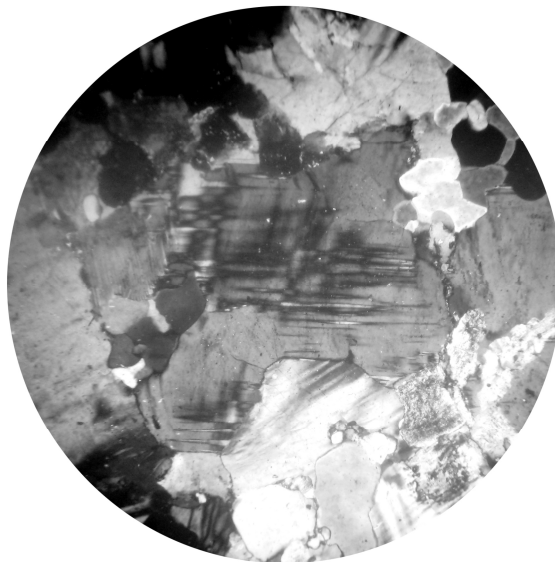


Рис. 3. Граніт аплітоподібний (зразок 1)
Крупні кристали з ґратчастим згасанням – мікроклін, без двійників – плагіоклаз, ізометричні зерна від білого до чорного кольору – кварц.
Світло прохідне, ніколі (+), збільш. 47^x

У складі біотитового плагіограніту (3) плагіоклаз складає 60–65 %, кварцу міститься 25–30 %, біотиту – 3–5 %. Також у породі в кількості 2 % присутній епідот. Рудний мінерал складає 1 %. Акцесорні мінерали представлені одиничними зернами циркону та ортиту. Серед вторинних мінералів, помірно по біотиту розвинутий хлорит, а по плагіоклазу – серицит. Структура породи гіпідіоморфнозерниста.

Двопольовошпатовий двослюдяний граніт (8) складається з мікрокліну (30–35 %), кварцу (25–30 %), олігоклазу (20–25 %), біотиту (5 %), мусковіту (3 %), ортиту (2 %) та епідоту (2 %). Також в породі присутні поодинокі луски хлориту та вторинний серицит, що розвинувся по плагіоклазу. Структура граніту гіпідіоморфнозерниста.

Походження. Аплітоподібні граніти (1) розповсюджені у Надпоріжжі і зустрічаються у вигляді жил, які січуть архейські мігматити. Плагіограніти (3) є одними з найрозповсюдженіших порід Середньопридніпровського мегаблоку, тому досліджений виріб (зернотерка доби енеоліту-бронзи), найвірогідніше, був виготовлений з матеріалу, взятого у Надпоріжжі [2, 3].

Зразок 8 відноситься до нормальних двопольовошпатових двослюдяних гранітів з незначним переважанням мікрокліну над плагіоклазом. Такі породи є

досить поширеними на Українському щиті (УЩ), проте у межах Середньопридніпровського мегаблоку більш розповсюджені плагіоклазові різновиди, а від місцевих пегматоїдних гранітів дана порода відрізняється тим, що вона не є лейкократовою. Двопольовошпатові відміни у даному районі представлені гранітами демуринського, токівського та мокромосковського комплексів. Найближчими за мінеральним складом до зазначеного зразка є демуринські граніти, проявлені на Криворіжжі, по р. Базавлук та по р. Томаківка – в районі знахідки виробу [2]. Проте досліджувана порода відрізняється від гранітів даного комплексу за кількістю мусковіту (3 %), оскільки у біотитових демуринських гранітах всі другорядні мінерали, включаючи мусковіт, складають 0,2–0,8 %. Також у досліджуваному зразку присутня значна кількість (2 %) ортиту. У великих концентраціях (до 10–15 %) ортит в асоціації з магнетитом виявлений у породах демуринського комплексу на Криворіжжі в зонах контактів з апліт-пегматоїдними гранітами, проте магнетиту у дослідженому зразку не міститься. Серед порід всього УЩ, зразок 8 найближче стоїть до гранітів салтичанського комплексу Приазовського мегаблоку. Ці граніти теж характеризуються підвищеним вмістом ортиту (до кількох відсотків), в них, як і у досліджуваному зразку, присутні мусковіт, епідот та хлорит. Дані породи найбільше проявлені по рр. Обитічна та Сисикулак, крім того, існують відслонення, розташовані ближче до району знахідки виробу, а саме у Східному Приазов'ї – по р. Токмак та ін. [3]. Таким чином, або сировина досліджуваного зняття має приазовське походження, або це є локальна відміна місцевого граніту демуринського комплексу.

Пісковики дослідженої колекції представлені кварцовими відмінами з опаловим (2), глинисто-кременистим (5) та залізо-глинистим (6) цементом.

Уламковий матеріал зразка 2 на 99 % складається з кварцу, також в породі міститься менше відсотка зерен плагіоклазу та глауконіту. Кластичні зерна мають обкатану та напівобкатану форму. В цілому, уламковий матеріал займає до 70% об'єму породи, решту складає опаловий цемент. Тип цементациї базальний, на деяких ділянках – заповнення пор.

Пісковик кварцовий з глинисто-кременистим цементом (5) на 95 % складається з уламкового матеріалу, представленого кварцом, мусковітом і біотитом. Кварц складає 98–99 % кластичного матеріалу, розмір зерен 0,1–1,5 мм, переважають уламки розміром 0,14–0,3 мм. Зерна погано обкатані. Кварц має хвилясте згасання, деякі зерна – блочну будову. У деяких уламках кварцу присутні домішки мусковіту і рудного мінералу (ільменіту?) Слюди, що входять до складу уламкового матеріалу, представлені мусковітом та біотитом. Мусковіт складає 1–2 % уламків, біотит представлений одиничними лусками. Форма лусок часто вигнута внаслідок їх здавлювання між зернами кварцу. Структура уламкової частини дрібно-крупнозерниста, погано відсортована, необкатана та напівобкатана, конформна (рис. 4).

Мінеральний склад цементу (від об'єму породи): гідрослюда (іліт) – 2 %, халцедон – 2 %, гідроксиди заліза – 1 %. Гідрослюдистий цемент острівний, за взаємовідношенням із кластичними зернами – цемент проникнення. Халцедоновий цемент – контурний та переривчасто-контурний, нерівномірний, острівний. На більшості контактів кластичних зерен цемент відсутній через щільну

упаковку. Уламкова частина має конформну структуру, що утворилася за рахунок значного стискання породи, напевно, в умовах катагенезу.

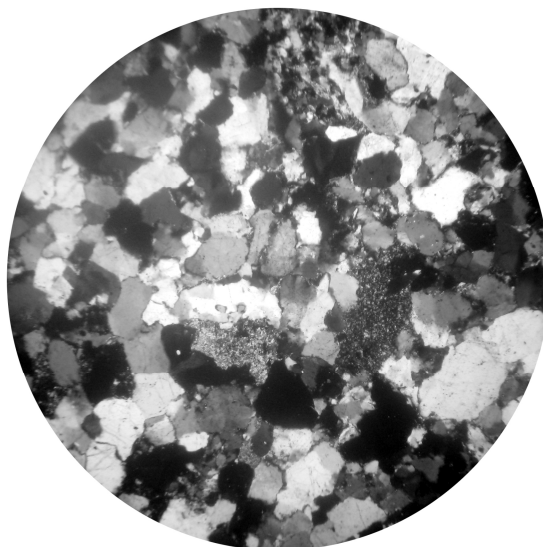


Рис. 4. Пісковик кварцовий з глинисто-кременистим цементом (зразок 5)
Зерна відтінків сірого – уламки кварцу, мікролуската маса – глинисто-кременистий цемент. Світло прохідне, ніколі (+), збільш. 47^x

Зразок 6, представлений кварцовим пісковиком з залізисто-глинистим цементом, має 80 % уламкової частини та 20 % цементу. Склад уламків: кварц – 95 %, мусковіт – 1 %, польові шпати – одиничні зерна. Також в породі містяться поодинокі уламки гірських порід: кремій, серицит-кварцовий мікросланець (філіт), кременистий сланець. Всі зерна мають необкатану та напівобкатану форму. Цемент поровий, складається з мікросланцевого агрегату глинистих мінералів та дисперсного гетиту.

Походження. Сировина середньовічного жорна (2) за кластичним матеріалом відповідає пісковикам полтавської серії, що найбільш проявлені у нашому регіоні на Лівобережжі Дніпра [4]. Пісковики з опаловим цементом зустрічаються в долині р. Самара та у інших місцях. Зразки 5 та 6, які походять зі скіфських поховань, є схожими між собою. Їх головна відмінність полягає у присутності у зразку 6 уламків гірських порід: кременю, кременистих та слюнистих сланців. Дані пісковики можуть належати до однієї формації, проте походити з різних родовищ. На півдні Дніпропетровщини пісковики майже не проявлені. Більші виходи схожих порід знаходяться на території Запорізької області. Подібні за складом пісковики також зустрічаються на території Донбасу [4].

Вапняки-черепашки представлені зразками 4 та 7. За літологічними особливостями породи досить схожі.

Всі зазначені зразки складені рештками черепашок молюсків, зцементованих кальцитом. Обидві породи містять домішку теригенного матеріалу. У зразку 7 він представлений лише кварцом, що знаходиться у формі необкатаних та напівобкатаних зерен, і займає близько 1 % об'єму породи. У зразку 4 теригенного матеріалу міститься значно більше – 15–20 %. За розміром уламки від-

повідують піску, зрідка – алевриту. Форма зерен кутаєта – необкатана. Серед уламків переважає кварц, присутні зерна польових шпатів, луски мусковіту, а також уламки порід (кремінь, кварцит, слюдийний кварцит або сланець).

Походження. Всі досліджені знаряддя, виготовлені з вапняка-черепашника, були виявлені у Томаківському районі Дніпропетровської області. На півдні Дніпропетровщини починаються відслонення неогенових вапняків, які розповсюджені у всьому Північному Причорномор'ї [5]. Тому, зазначені артефакти, найімовірніше, мають місцеве походження.

Вулканічний туф у дослідженій колекції представлений одним артефактом – жорном черняхівської культури (9). Порода має змішаний склад, містить уламки вулканічного скла та мінералів і може бути визначена як кристал-вітрокlastичний туф, що спієся. Скло девітрифіковане з утворенням сферолітових та мікрофельзитових агрегатів кристобаліту та польового шпату. Уламки мінералів представлені кварцом та біотитом. Текстура породи уламкова, у скла – пориста і перлітова. Структура породи кристал-вітрокlastична (рис 5).

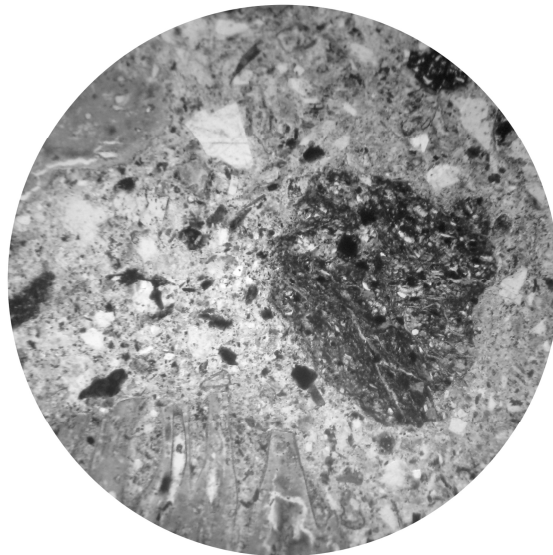


Рис. 5. Вулканічний туф змішаного складу (зразок 9)

На фоні основної маси породи виділяються уламки кристалів кварцу – білі кутаєта зерна, луски біотиту – невеликі уламки темно-сірого кольору. Велика темна зона праворуч – уламок девітрифікованого вулканічного скла.
Світло прохідне, ніколи (-), збільш. 47^x

Походження. Досліджене жорно відноситься до пам'яток черняхівської культури. Воно було знайдене поблизу с. Ганнівка Широківського району Дніпропетровської області. Використання туфів для виготовлення жорен було характерним для представників черняхівської культури. Археологічно були виявлені стародавні розробки даних порід поблизу сіл Жорнище і Лугова на Вінничині по р. Сібок у басейні Південного Бугу. П.І. Хавлюк вважав, що територія розповсюдження туфових жорен у черняхівський час була досить значною і на сході доходила до Дніпра [1]. Отже, виявлення туфового жорна в долині Інгульця не суперечить цим поглядам.

Висновки. За отриманими даними стало можливим визначити деякі особливості використання кам'яної сировини Середнього Придніпров'я для виготовлення зернотерок та жорен у різні епохи. Так, за доби енеоліту-бронзи, а також у ранньому залізному віці для виготовлення зернотерок часто використовували місцеві гранітоїдні породи. У скіфський час поряд з гранітами починають з'являтися вироби з пісковиків та піщанистих відмін вапняку. Слід зазначити, що пісковикові вироби, хоч вони і походять з одного регіону, прояви їх сировини знаходяться на значній відстані від місця знахідки артефактів, що може свідчити про існування спеціальних осередків з виробництва даних знарядь. З виникненням обертальних жорен у Середньому Придніпров'ї для їх виробництва застосовують пісковики та піщанисті вапняки. У середньовіччі в нашому регіоні використовуються міцні (жорнові) відміни пісковика.

Таким чином, від самого початку розвитку землеробства у Середньому Придніпров'ї до часів середньовіччя при виготовленні знарядь для помелу зерна використовувалися, переважно, місцеві породи. Проте існував й імпорт. Так, у скіфський час сюди потрапляли гранітні вироби з Приазов'я, а в період існування черняхівської культури (середина III – перша половина V ст. н. е.) до зазначеної території надходили туфові жорна, що виготовлялися у Побужжі.

Подальші дослідження сировини подібних артефактів зможуть доповнити стародавню історію використання гірських порід для виготовлення жорен у Середньому Придніпров'ї новими фактами.

Автори висловлюють щирю вдячність М.Й. Сердюк за допомогу в роботі з колекціями музею.

Список літератури

1. Хавлюк П.І. Про виробництво жорен на черняхівських поселеннях Побужжя / П.І. Хавлюк // Археологія. – 1980. – Вип. 34. – С. 30-35.
2. Справочник по петрографии Украины. Магматические и метаморфические породы / [Усенко И.С., Есипчук К.Е., Личак И.Л. и др.]; под. ред. И.С. Усенко. – К.: Наукова думка, 1975. – 579 с.
3. Щербаков И.Б. Гранитоидные формации Украинского щита / Щербаков И.Б., Есипчук К.Е., Орс В.И. – К.: Наукова думка, 1984. – 192 с.
4. Обломочные породы Украины / [Ткачук Л.Г., Литовченко Е.И., Коваленко Д.Н. и др.] – К.: Наукова думка, 1981. – 352 с.
5. Стратиграфия УРСР. Т. X. Неоген / [під. ред. В.Я. Дідковського]. – К.: Наукова думка, 1975. – 272 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорним Ю.М.
Надійшла до редакції 27.04.2013*

ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОГО КОМПЛЕКСУ ПРИ ПРОВЕДЕННІ РОЗКРИВНИХ РОБІТ В УМОВАХ ЄРИСТІВСЬКОГО ГЗК

Проведені дослідження з обґрунтування та вибору раціонального гірничотранспортного комплексу при розробці розкривних гірських порід для умов Єристівського родовища залізистих кварцитів.

Проведены исследования по обоснованию и выбору рационального горнотранспортного комплекса при разработке вскрышных горных пород для условий Еристовского месторождения железистых кварцитов.

Researches are conducted on a ground and choice of a rational gorno-transport complex at development of stripping mountain breeds for the terms of Eristovskogo of deposit of ferrous quartzites.

В Україні видобуток залізної руди є одним із найбільш пріоритетних напрямів розвитку гірничо-видобувної галузі промисловості. За останні роки значно зріс попит на залізо на світових ринках, тому досить важливою є проблема розробки нових родовищ залізистих кварцитів, нарощування темпів видобутку та удосконалення систем розробки на існуючих родовищах.

Для компанії «Ferrexpo», яка являється основним акціонером ВАТ «Полтавський ГЗК», що розробляє залізні руди, способом розв'язання проблеми нарощування темпів видобутку стало рішення щодо розробки Єристівського родовища у Кременчуцькому районі Полтавської області та будівництво із 2008 року Єристівського кар'єру.

Значну частину від загальної собівартості видобувних робіт на таких родовищах займає собівартість виймання порід розкриву. Останню можна суттєво зменшити за рахунок удосконалення технологічної схеми гірничо-капітальних робіт. На вирішення даної проблеми винятковий вплив має збільшення ефективності роботи комплексів гірничотранспортного обладнання.

Таким чином, проведення досліджень, що дозволяють проводити вибір та обґрунтування раціонального гірничотранспортного комплексу для виконання гірничо-капітальних робіт при будівництві кар'єрів для видобутку залізних руд є актуальною задачею.

В даний час в умовах Єристівського родовища залізистих кварцитів використовується схема валового виймання пісковиків. Деякі горизонти обводнені, тому їх доцільно розробляти крокуючими екскаваторами циклічної дії типу драглайн ЕШ-11/70-У і ЕШ-14/50. Навантаження гірської породи здійснюється в засоби автотранспорту - автосамоскиди типу Caterpillar 793D (вантажопідйомністю 220т) і Caterpillar 789C (вантажопідйомністю 180т) з подальшим транспортуванням та складуванням порід у зовнішній відвал. Піонерна насип відвалу формується за допомогою бульдозерів типу Caterpillar D10T.

В роботі розглянуто три варіанти комбінації гірничотранспортного комплексу: 1) RH-200 (екскаватор - зворотна лопата) + Caterpillar 793D; 2) ЕШ-11/70-У + Caterpillar 789C; 3) ЕШ-14/50 + Caterpillar 789C, та проведено їх порі-

вняльний аналіз. За критерій оцінки було прийнято собівартість розробки 1м³ порід розкриву.

Розглянемо перший варіант гірничотранспортного комплексу: екскаватор RH-200 та автосамоскид Caterpillar 793D.

Оскільки екскаватор RH-200 обладнання нове і дотепер не має довідкових даних відносно тривалості робочого циклу для даних умов експлуатації, тому для визначення значень тривалості основних операцій роботи екскаватора RH-200 був проведений хронометраж його роботи в натурних умовах Єристівського ГЗК.

Відомо, що тривалість робочого циклу екскаватора необхідна при визначенні його продуктивності та поділяється на такі основні операції: t_{ep} – тривалість врізання ковша в забій, с; t_k – тривалість екскавації (копання), с; t_o – тривалість повороту на розвантаження, с; t_p – тривалість розвантаження, с; $t_{нов}$ – тривалість повороту до вибою, с;

Визначення тривалості циклу:

$$t_{ц} = t_{ep} + t_k + t_o + t_p + t_{нов}, \text{ с} \quad (1)$$

Дані хронометражу (вид операцій, тривалість операцій і середня тривалість операцій) приведені в табл. 1.

Таблиця 1

Вид і тривалість операцій

Вид операцій	Тривалість операцій, виміри, с						Середня тривалість операції, с
	1й	2й	3й	4й	5й	6й	
Врізання ковша в породу	4	4,5	4	5	4	4,5	4,33
Екскавація	7	7	7,5	6,5	7	6,5	6,92
Поворот на розвантаження	5	5,5	5,5	5	4,5	5	5,08
Розвантаження	7	6,5	7,5	7	6,5	7	6,92
Поворот до забою	5	5	4,5	5,5	4,5	6	5,08
Робочий цикл	28	28,5	28	29	26,5	29	28,2

Отже з даних табл. 1 бачимо, що середня тривалість робочого циклу екскаватора становить приблизно 28 с. Отримані дані з тривалості циклу у відсотковому співвідношенні наведені на рис. 1.

Розрахунок витрат на розробку та переміщення порід розкриву комплексом RH-200 + Caterpillar 793D визначаємо з виразу:

$$Z_1 = C_{э1} * V_{э1} + C_{аэм1} * V_{аэм1}, (\text{грн}); \quad (2)$$

де $C_{э1} = 3,6$ - собівартість екскавації RH-200 1м³ породи, грн; $V_{э1} = Q_{зод1} = 14,5$ – річна продуктивність екскаватора, млн.м³, що визначається за виразом:

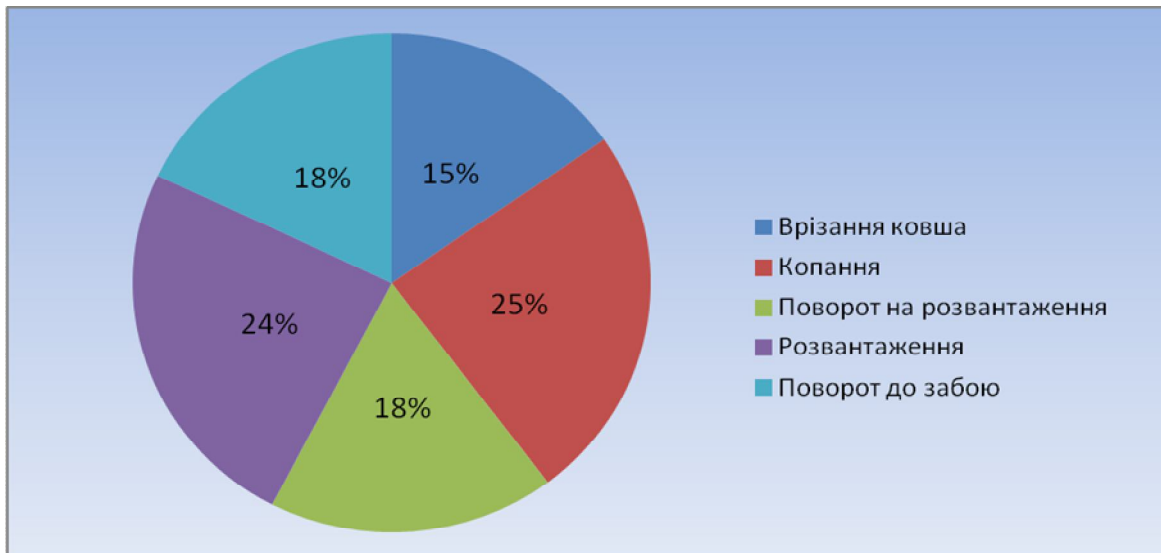


Рис. 1. Поділ тривалості циклу на окремі операції у відсотковому співвідношенні

$$Q_{зм} = \frac{3600 * k_n * k_u * E * t_{зм} * k_{м.в.}}{t_{ц} * k_p}, \quad \text{м}^3/\text{змину}; \quad (3)$$

де $k_n = 0,9$; – коефіцієнт наповнення ковша; $k_u = 0,8$ – коефіцієнт використання в часі, при роботі з автотранспортом; $E = 28$ – ємність ковша, м^3 ; $t_{зм} = 12$, тривалість робочої зміни, годин; $k_{м.в.} = 0,83$ – коефіцієнт технології виймання; $t_{ц} = 28$ – тривалість робочого циклу, с $k_p = 1,3$ – коефіцієнт розпушення гірської породи. $C_{авт1} = 0,85$ – собівартість перевезення 1ткм породи автосамоскидом САТ 793D, грн/ткм. $V_{авт1}$ – річний грузопотік автосамоскидів при використанні комплексу RH-200 + Caterpillar 793D, ткм;

$$V_{авт1} = V_{з1} * \sum L_{авт} * \gamma_n, \quad (\text{ткм}), \quad (4)$$

де $\gamma_n = 2$ – щільність порід розкриття в кузові автосамоскида, $\text{т}/\text{м}^3$; $\sum L_{авт}$ – сумарний середній пробіг автосамоскидів, км.

Розрахункові дані витрат на розробку та переміщення порід розкриття комплексом «RH-200 + Caterpillar 793D» у відвал визначалися для різних відстаней транспортування гірської породи (0,9-3 км).

Розрахункові дані витрат на розробку та переміщення порід розкриття комплексом «RH-200 + Caterpillar 793D» у відвал приведені в табл. 2.

Побудуємо графік залежності витрат Z_l від відстані транспортування L $Z_l = f(L)$ для комплексу гірничотранспортного обладнання «RH-200 + Caterpillar 793D». Додамо на графік апроксимуюче рівняння для визначення витрат при різних відстанях транспортування.

Графік залежності витрат від відстані транспортування при розробці розкриття порід комплексом «RH-200 + Caterpillar 793D» наведено на рис. 2.

Таблиця 2

Розрахунок витрат на розробку та переміщення порід розкриття комплексом «RH-200 + Caterpillar 793D»

Собівартість екскавації RH-200 $1\text{ м}^3, C_{э1}, \text{ грн/м}^3$	Річний об'єм вивантаження порід екскаватором RH-200, $V_{э1}, \text{ млн.м}^3$	Собівартість перевезення 1 ткм автосамоскидами Caterpillar 793D, $C_{авт}, \text{ грн/ткм}$	Річний грузопогіб автосамоскидів Caterpillar 793D, $V_{авт}, \text{ млн.ткм/рік}$	Сумарний середній пробіг автосамоскидів $\Sigma L_{авт}, \text{ км}$	Щільність порід розкриву $\gamma_p, \text{ т/м}^3$	Витрати $Z_1, \text{ млн. грн}$	Собівартість 1 м^3 порід розкриву при використанні комплексу RH-200 + Caterpillar 793D, грн/м^3
3,6	14,5	0,85	26,1	0,9	2,00	74,4	5,13
			34,8	1,2		81,8	5,64
			43,5	1,5		89,2	6,15
			52,2	1,8		96,5	6,66
			58,0	2,0		101,5	7
			63,8	2,2		106,4	7,34
			69,6	2,4		111,3	7,68
			75,4	2,6		116,3	8,02
			81,1	2,8		121,2	8,36
			87,0	3,0		126,1	8,7

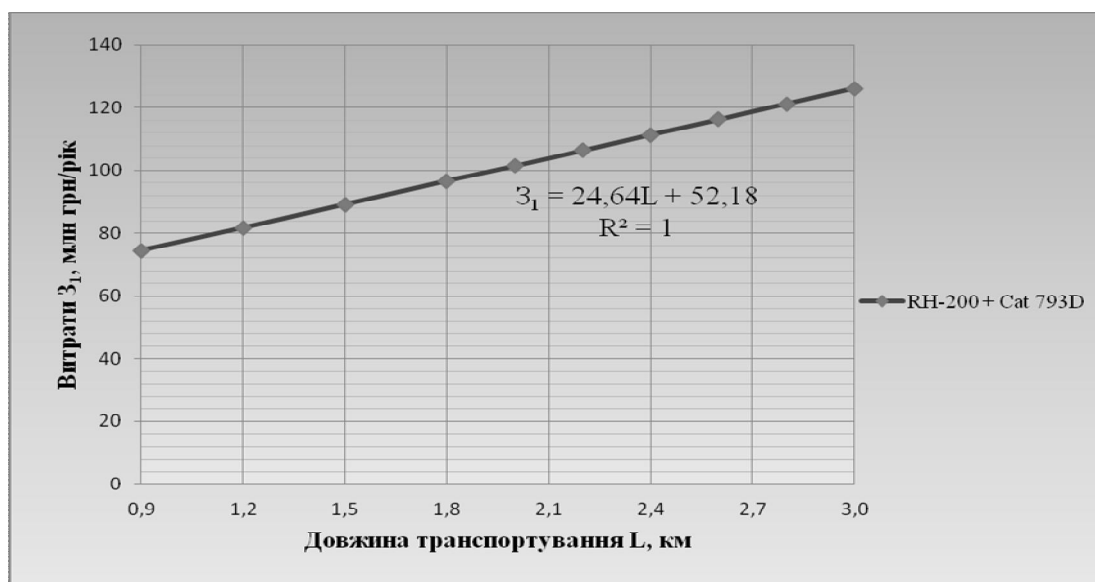


Рис. 2. Графік залежності витрат Z_1 від відстані транспортування L при розробці розкривних порід комплексом «RH-200 + Caterpillar 793D»

З даних графіку видно, що чим більша відстань транспортування, тим більші витрати на розробку та переміщення гірської маси. Отже маємо прямо пропорційну залежність, яка дозволяє оперативно встановлювати експлуатаційні витрати при роботі комплексу «RH-200 + Caterpillar 793D» від дальності транспортування гірничої маси.

Залежність витрат від дальності транспортування $Z_1=f(L)$ описується лінійним рівнянням виду: $Z_1 = 24,64L + 52,18$, що максимально відображає точність даної залежності, свідченням цьому являється $R^2 = 1$, отже дана залежність описується з точністю 100 %. Таким чином, отримане рівняння може використовуватись для поточного оперативного планування гірничих робіт при

розрахунках вартості вантажно-транспортних робіт на кар'єрах в умовах зміни профілю і довжини кар'єрних автодоріг.

За вищенаведеною методикою було проведено аналіз експлуатаційних витрат для другого та третього варіантів застосування гірничотранспортного обладнання.

На рис. 3 представлена залежність собівартості 1 м^3 порід розкриву для трьох комплексів обладнання в залежності від дальності транспортування розкривних порід: $C_{1\text{м}^3} = f(L)$.

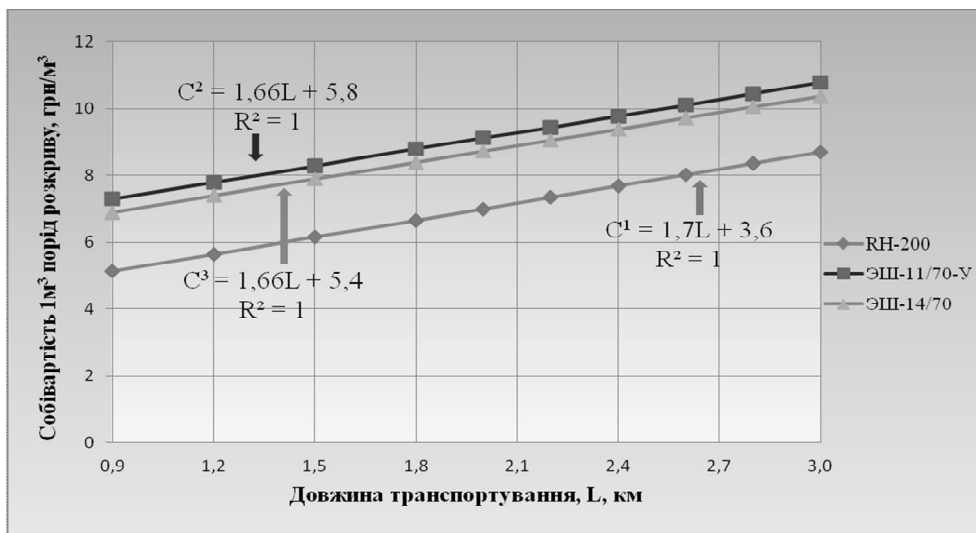


Рис. 3. Залежність собівартості видобутку порід розкриву від дальності транспортування розкривних порід: $C_{1\text{м}^3} = f(L)$

З даних графіку видно, що прямі не перетинаються, отже не залежно від відстані транспортування собівартість виймання та транспортування порід розкриву буде меншою при використанні комплексу ««RH-200 + Caterpillar 793D» + Caterpillar 793D».

В середньому собівартість використання комплексу «RH-200 + Caterpillar 793D» при розробці порід розкриву нижча на 25 % ніж при використанні крокуючих екскаваторів ЕШ-11/70 та ЕШ-14/50 та автосамоскидів Caterpillar 789С.

Також, завдяки апроксимації отримані залежності собівартості розкривних порід від дальності транспортування. Лінійні рівняння мають коефіцієнт детермінації $R^2 = 1$, який говорить про найбільшу точність даних залежностей – 100 %.

Таким чином, проведенні дослідження дозволили вибрати раціональний комплекс гірничотранспортного обладнання для проведення розкривних робіт на Єристівському ГЗК з використанням екскаватора RH-200 та автосамоскида Caterpillar 793D».

Список літератури

1. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых/ Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Пчелкин Г.Д., Эскин В.С.: Под ред. М.Г. Новожилова.- М.: Недра, 1971.-552 с.
2. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. - М.: Недра, 1975.- 574 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції 06.05.2013*

ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ СЕГРЕГАЦИИ СЫПУЧИХ ПОРОД

Выявлена сущность проблемы целенаправленного формирования техногенных месторождений, которая обеспечивается на основе сегрегации горных пород. Определены и систематизированы основные факторы горно-обогатительного производства, которые влияют на показатели качества потенциальных полезных ископаемых и обуславливают пути формирования техногенного образования массивов сыпучих пород.

З'ясовано сутність проблеми цілеспрямованого формування техногенних родовищ, що забезпечується на основі сегрегації гірських порід. Визначені та систематизовані основні фактори гірничо-збагачувального виробництва, які впливають на показники якості потенційних корисних копалин та обумовлюють шляхи формування техногенного утворення масивів сипучих порід.

It is solved the main point of the problem of purposeful technogenic rock formation that it is provided on the basis of rock segregation. The main factors of mining and beneficial production are defined and systematized that influence on the quality indices of the potential mineral resources and cause the ways of formation of technogenic mass of loose rocks.

Современные подходы к оценке эффективности горного производства выдвигают жесткие требования к решению проблем природоохранного характера, в первую очередь, максимального извлечения полезного компонента из недр и как результат сохранения земельных ресурсов.

В этом плане существенным резервом повышения эффективности производства могут служить мероприятия по комплексному освоению природных ресурсов, изучение возможностей использования отходов горного производства в качестве техногенных месторождений.

Согласно классификации техногенных формирований [1], отвалы вскрышных пород, склады некондиционных пород и отходы переработки относятся к минерально-сырьевым формированиям, а, следовательно, должны рассматриваться как потенциальные техногенные месторождения.

Отходами переработки известняков и доломитов на дробильно-сортировочных фабриках является, как правило, щебеночно-песчаная смесь. В основном, из-за несоответствия фракционного состава этой смеси требованиям металлургической промышленности, она размещалась в отвалы. Только в Донецкой области в отвалах дробильно-сортировочных фабрик заскладировано отходов переработки флюсов порядка 143 млн. м³. Химический состав полезного ископаемого и отходов переработки флюсов довольно схожи. Это позволяет рассматривать их в качестве потенциальных полезных ископаемых.

Отсевы дробления известняков Еленовского, Стыльского и Каракубского месторождений, при дополнительной переработке – грохочении, пригодны для получения строительного щебня», в качестве кладочного материала для подземных выработок, сырья для производства цемента, извести. При прочих равных условиях, размер среднего куска будет определять то или иное предназначение подобного сыпучего материала.

При всем многообразии применяемого оборудования и схем, используемых в процессе создания насыпных техногенных образований, можно выделить общие явления, степень проявления которых в процессе формирования может в значительной мере сказаться на качественных характеристиках самих образований. Одним из таких явлений является гравитационная сегрегация.

Исследование процессов формирования техногенных месторождений с целью придания новых свойств попутным полезным ископаемым на основе управления процессом сегрегации является своевременной и актуальной задачей.

В теоретической физике процессы случайного поведения множества частиц (в т. ч. кусков породы) описываются кинетическим уравнением диффузионного типа – уравнением Фоккера – Планка. Решение дифференциального уравнения опирается в численные методы, а само представление результатов сложно для восприятия. Трудности строгого математического описания процесса сегрегации приводит к введению в аналитические зависимости вспомогательных коэффициентов, которые затрудняют инженерные расчеты и не позволяют достигнуть адекватного описания движения горной массы в реальных условиях горных работ.

Современные возможности вычислительной техники позволяют моделировать подобные процессы с достаточно высокой степенью точности прогнозирования конечного результата. Предложенная математическая модель процесса сегрегации [2] при формировании техногенных объектов опирается на фундаментальные законы теоретической механики. При этом она позволяет учитывать характеристики горной массы (гранулометрический состав, связность элементов между собой, физические свойства частиц), характер взаимодействия между частицами и схемы формирования техногенных объектов. Генерация процесса и статистическая обработка осуществляется с помощью программы Matlab.

В случае техногенного конусообразного формирования, для каждого горизонтального сечения (слоя) насыпи, закон распределения гранулометрического состава исходного материала в цилиндрических координатах имеет вид (1), что подтверждает и статистика распределения частиц по среднему радиусу – R_{cp} . (Рис. 1). Средний радиус – R_{cp} , равный половине среднего диаметра куска – d_{cp} , является величиной, посредством которой определяется крупность массива.

$$R_{cp} = \gamma \cdot ((1 - R_0/R_{max} \times \exp(-r^2/H^2 \operatorname{ctg}^2 \alpha)) + A(\rho)R_0^3 - B(\operatorname{tg}(\varphi)R_0^2 + C(\lambda)R_0 + R_{min})), \quad (1)$$

где $\gamma = R_{max} \times (H-h)^2 / H^2$ – нормировочный коэффициент; R_{max} – размер максимального куска, м; R_{min} – размер минимального куска (обычно $R_{min} \rightarrow 0$), м; А, В и С – величины характеризующие физико-механические свойства сыпучего материала и пропорциональны соответственно плотности куска ρ , коэффициенту внутреннего трения сыпучего материала $f = \operatorname{tg} \varphi$ и фактору «лещадности» λ ; Н – высота конуса, м; h – высота изучаемого горизонта (слоя), м.

Для случая сыпучего материала, зерна которого представлены одним типом пород (равной плотности и формы слагающих частиц) с определенной точностью можно принять коэффициенты А, В и С в качестве постоянных величин. В этом случае управляющей функцией распределения материала по крупности в теле конуса является величина $\sim \gamma \times (1 - R_0/R_{max} \times \exp(-r^2/H^2 \operatorname{ctg}^2 \alpha))$.

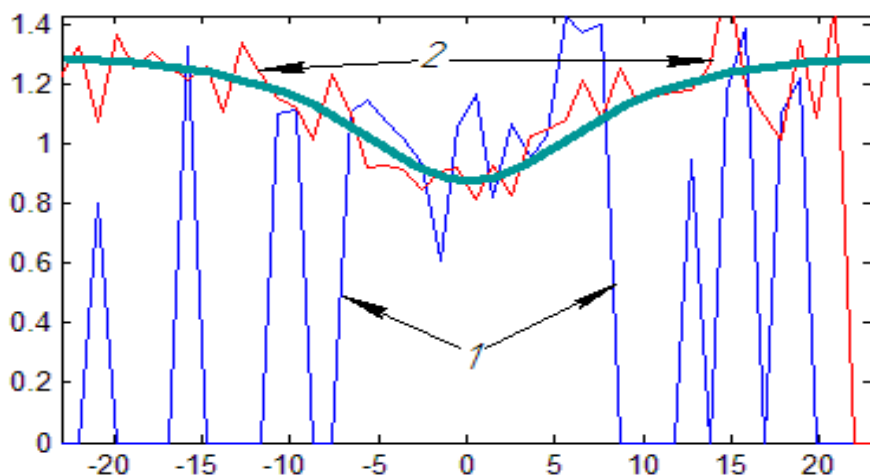


Рис. 1. Характер распределения среднего радиуса «кусков» породы относительно оси конуса: 1 – мгновенное распределение (распределение одного цикла вбрасывания из $n=150$ частиц); 2 – распределения после $N=10$ циклов; основная линия – распределение при $N \rightarrow \infty$.

Основным результатом разработанной математической модели является гранулометрическая характеристика сыпучего материала в любой точке насыпного объекта, которая определяется через R_{cp}^r . Величина среднего размера частицы (куска породы) R_{cp}^r для выделенного элементарного объема массива зависит: от положения объема в теле насыпи, которое определяется вектором положения \mathbf{r} ; от физико-механических свойств сыпучего материала; от технологии формирования насыпи.

С целью апробации результатов математического моделирования был проведен ряд экспериментов с использованием лабораторного стенда [3, 4]. В ходе экспериментов и натурных измерений была проверена адекватность результатов математической модели, а так же изучено влияние гранулометрического состава породы и ее влажности на угол естественного откоса техногенного формирования (табл. 1).

Результаты математического моделирования и экспериментальных исследований сводятся к следующему:

1. При отсыпке штабеля из скальных сыпучих пород определенного гранулометрического состава происходит перераспределение масс по крупности материала. В верхней части штабеля доминирует мелкая фракция, в нижней части – крупная. При этом более качественное разделение наблюдается при подаче исходного материала имитирующую разгрузку непосредственно на откос отвала, поскольку в этом случае обеспечивается максимальное рассредоточение слагающих частиц при падении на откос. При сталкивании материала скребком (имитация работы бульдозера) разделение породы по крупности выражено слабее, особенно в верхнем слое штабеля.

2. Экспериментально установлено, что разделительная способность наклонной поверхности насыпных тел увеличивается по мере возрастания их высоты. В процессе сползания консолидированной массы происходит втирание в верхней части откоса мелких фракций в пространство между кусками крупных

фракций. Постепенно просеиваясь, мелкие фракции-заполнители перемещаются от верха до основания штабеля, что позволяет сделать вывод о том, что для сыпучей горной породы определенного гранулометрического состава существует минимальная высота наклонной поверхности, с которой эффективно происходит разделение породы по крупности.

Моделирование процессов отвалообразования и вариантов разгрузки горной массы на стенде, указывает на связь между степенью сегрегации и тем как горная масса разгружается на бровку. На основании математического и стендового моделирования, предложена модель, согласно которой, горная масса в процессе перемещения по откосу претерпевает фазные переходы [4,5]:

- первая фаза представляет движение горной массы в виде консолидированного образования, с коэффициентом разрыхления, обеспечивающим определенную стабильность объема рыхлых пород в данный момент времени;

- вторая (промежуточная) фаза характеризуется постепенным увеличением числа отдельностей, движение которых напоминает хаотически сталкивающиеся свободные частицы;

- третья фаза – это фаза «свободного движения» отдельностей, то есть когда подавляющее большинство частиц при своем движении периодически испытывают действие окружения с одного, максимум с двух направлений.

Вклад каждой из фаз в разделительный процесс горной массы двигающейся по откосу определяется свойствами горных пород, общей высотой отвала, производительностью отвального оборудования (исходным потоком горной массы), технологией и параметрами процесса отвалообразования.

С целью максимального раскрытия складированного скального материала по крупности следует рекомендовать технологии, в результате которых реализуются в максимальной степени последние две фазы. Этому удовлетворяют схемы с периферийной разгрузкой автосамосвалов (колесных погрузчиков), одноковшовых экскаваторов с максимальным объемом отгружаемых пород непосредственно на откос и конвейерной укладкой.

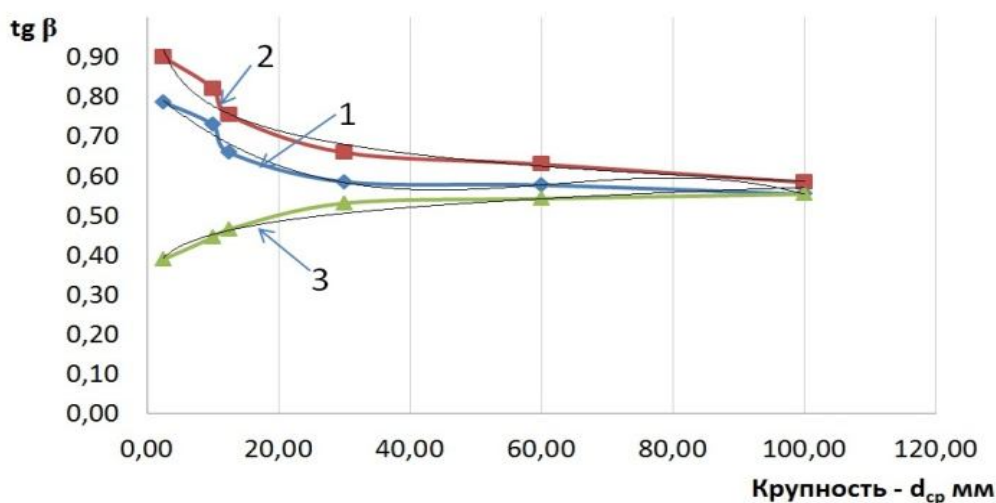
3. При отсыпке сыпучих пород на горизонтальное, либо на наклонное основание происходит установление определенного угла естественного откоса, который для данного типа пород определяется, в первую очередь, классом крупности и влажностью пород и не зависит от способа формирования насыпи.

4. Реальная поверхность откоса отвала, сложенного из сыпучих пород, имеет кривизну, которая определяется распределением масс по крупности и влажностью слагающих пород. Аналитическая зависимость между углом естественного откоса (тангенсом угла) и гранулометрическим составом сыпучей породы для выделенного горизонта штабеля прогнозирует результат натуральных измерений с погрешностью не более 3,5 % (рис.2).

5. Характерной особенностью откоса является наличие в нижней части выполаживающей призмы (контрфорса), состоящей из крупных фракций. Параметры призмы тем больше, чем выше процентный состав крупной фракции в исходном материале. При моделировании отвалообразования [5,6] подобного конвейерному и материалу подобному грансоставу скальной вскрыши для условий карьера «Центральный» ЧАО «ДФДК» формировалась призма высотой равной

более 1/3 высоты штабеля ($0,38H_0$).

В тоже время при отсыпке штабеля толстыми слоями (имитация бульдозерного отвалообразования) разделение на фракции проявлялся в меньшей степени. В результате чего размеры выполаживающих призм составили $0,27H_0$.



Уравнения характеристических кривых поверхности откоса

Кривая №	Влажность породы	Уравнение кривой	Дисперсия
1	2%	$y = 1,0302x^{-0,122}$	$R^2 = 0,9746$
2	12%	$y = -1E-06x^3 + 0,0003x^2 - 0,0144x + 0,8251$	$R^2 = 0,9671$
3	>17%	$y = 0,3588x^{0,1011}$	$R^2 = 0,9601$

Рис. 2. Изменение тангенса угла естественного откоса штабеля от класса крупности материала и его влажности

6. Наличие слоистой структуры с разным коэффициентом сцепления отдельностей и вогнутой поверхности откоса отвала (рис. 3), требует пересмотра подходов к методике определения коэффициента запаса устойчивости для отвалов из скальных вскрышных пород.

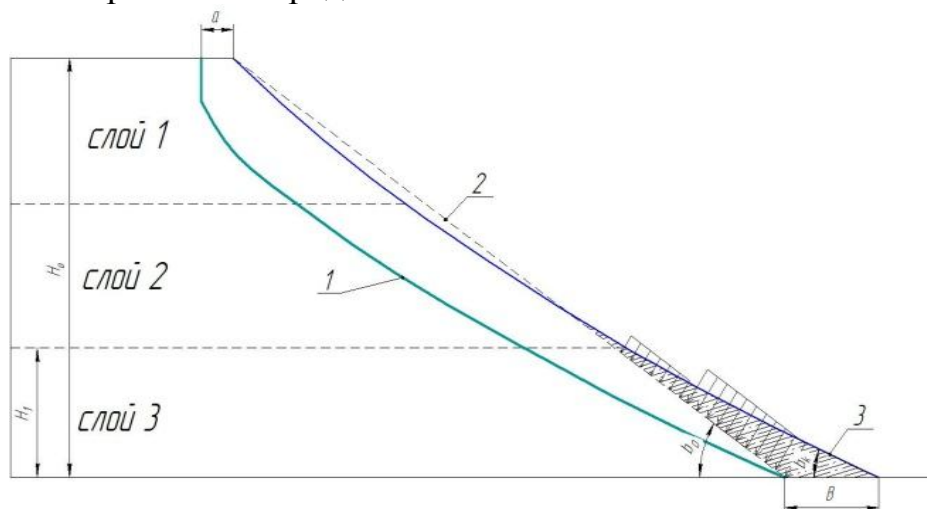


Рис. 3. Схема расчет параметров для естественного контрфорса для предотвращения поверхностных и фильтрационных деформаций:
1 – поверхность скольжения, 2 – прямолинейный откос

При наличии естественного контрфорса, в расчете коэффициента запаса устойчивости F_k необходимо учитывать нормальное давление контрфорса σ_{\min}

$$F_k = \frac{\sum \tau_{уд} + \sigma_{\min} \times l_d}{\sum \tau_{сд}} \quad (2)$$

где $\tau_{уд}$ и $\tau_{сд}$ – соответственно удерживающие и сдвигающие напряжения, действующие на поверхности разрушения; l_d – длина линии поперечного сечения откоса на которую действует нагрузка (рис. 3) контрфорса, м.

Проведенные исследования позволили установить, что с учетом естественной кривизны откоса и при наличии в нижней части призмы – контрфорса, коэффициент запаса устойчивости увеличивается на 10 %–12 %. При этом, с учетом скорректированного коэффициента устойчивости отвалов, появляется возможность размещения дополнительно 10 % объемов скальных вскрышных пород в пределах занятых под отвалы площадей.

Список литературы

1. Научные основы рационального природопользования при открытой разработке месторождений [Текст]: моногр. / Г.Г. Пивняк, И.Л. Гуменик, К. Дребенштедт, А.И. Панасенко. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 568 с
2. Кустов В.В. О математическом моделировании процесса сегрегации горной массы при формировании конусообразного объекта / В.В. Кустов, Г.Д. Пчёлкин // *Металлургическая и горная промышленность*. – 2009. - №1. – С. 96-101.
3. Кустов В.В. Технологические схемы разработки отходов флюсодобывающих предприятий / В.В. Кустов, Г.Д. Пчёлкин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2011. - №1. - С.88 – 92.
4. Кустов В.В. О проблеме выбора технологий формирования и последующей разработки техногенного месторождения с учетом сегрегации горных пород / В.В. Кустов, Г.Д. Пчёлкин // *Материалы международной конференции «Форум горняков – 2011»*. – Д.: НГУ, 2011. – с. 99 – 104.
5. Пчёлкин Г.Д. Влияние технологических процессов и свойств рыхлых пород на особенности структуры и характеристику откоса насыпного техногенного формирования / Г.Д. Пчёлкин, В.В. Кустов, А.В. Кустов // *Материалы международной конференции «Форум горняков – 2012»*, том 3. – Д.: НГУ, 2012. – с. 89 – 95.
6. Пчёлкин Г.Д. Экспериментальные исследования влияния свойств рыхлых пород на характеристику откоса насыпного техногенного формирования / Пчёлкин Г.Д., Кустов В.В., Кустов А.В. // *Материалы международной научно-технической конференции*. – Кривой Рог: КНУ. – Вып. 31, 2012. – С.98 – 101.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Собком Б.Е.
Надійшла до редакції 14.05.2013*

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ДЛЯ ГИДРОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МОНГОЛИИ

Опираясь на результаты промышленных и лабораторных исследований, обоснованы параметры выщелачивания урана и даны рекомендации по технологии разработки гидрогенных месторождений Монголии.

Спираючись на результати промислових і лабораторних досліджень, обґрунтовано параметри вилуговування урану і надані рекомендації з технології розробки гідрогенних родовищ Монголії.

Based on the results of industrial and laboratory research, substantiated uranium leaching parameters and recommendations for technology development hydrogenise oil fields in Mongolia.

Глобальный мировой кризис только усилил изменение мировых энергетических ориентиров в сторону ядерного топлива. Ежегодный рост добычи урана осуществляется на фоне исчерпания основных источников сырья – утилизированных в США и России боеголовок. Мировые разведанные запасы урана (без учета Монголии) составляют более 5 млн т, а обладатели уранового сырья расположены в следующем порядке. Австралия обладает 1234 тыс. т, Казахстан – 817, Россия – 545, ЮАР – 435, Канада – 423, США – 342, Бразилия – 278, Намибия – 275, Нигер – 274, Украина – 200, Иордания – 112 и Аргентина – 105. Разведанные запасы Монголии составляют 1475,0 тыс. т, интенсивная эксплуатация которых геотехнологическими методами гарантирует в ближайшее время лидирующие мировые позиции [1].

Существующий опыт эксплуатации урановых месторождений методом скважинного подземного выщелачивания показал, что безотказная работа геотехнологического оборудования эффективна в условиях плюсовых температур. Географическое расположение Монголии характеризуется континентальным климатом Средней Азии, где плюсовая температура фиксируется в летние месяцы, а максимальная зимняя температура превышает -50°C . Бурение геотехнологических скважин и монтаж-демонтаж оборудования, работа с растворами и материалами в таких климатических условиях носит сезонный характер и обусловлена необходимостью их максимальной концентрации в летнее время года.

Вопросами усовершенствования параметров добычи минерального сырья геотехнологическими методами занимались исследователи и производители в различных климатических условиях континентов Земли. Обоснование путей интенсификации и концентрации горных работ на гидрогенных месторождениях Монголии, которая отличается сложными климатическими условиями и характеризуется высокой изменчивостью размеров и формы рудных тел, содержанием урана и количеством радиоактивных элементов в рудах, имеет актуальное значение в период стремительного промышленного развития страны [2].

Бурение вскрывающих скважин являлось основным видом промышленных исследований, применяемых на гидрогенных месторождениях урана в Монголии. Так, например, на месторождении «Ульзит» было пробурено около 25000 п.м. скважин. Большая часть этого объема приходилась на бескерновое

бурение с поинтервальным (каждые 2 м) отбором шлама. Около 10 % буровых работ выполнено с селективным или полным керноотбором. Учитывая лентообразную, вытянутую в меридиональном направлении форму месторождения и субгоризонтальное залегание рудных тел их разведка производилась системами вертикальных разрезов, расположенных вкрест простирания рудоносной зоны. Сеть буровых скважин на стадиях буровых работ была различной и сгущалась на основе стандартного метода последовательных приближений. На начальной стадии буровых работ проводилась заверка и изучение участков радиоактивных аномалий и зон с повышенным радиогеохимическим фоном неравномерной сетью буровых скважин. Единичные профили располагались вкрест простирания Ульзитинской депрессии, вблизи ее северо-западного обрамления. Шаг в профиле между скважинами определялся масштабом и характером развития оруденения и составлял 800–400 м со сгущением в благоприятной ситуации до 200–100–50 м. Глубина бурения составляла 50–100 м [3].

В дальнейшем весь седиментационный бассейн Ульзитинской депрессии подвергся специализированному изучению на поиск урановых месторождений. Проводилось поисково-рекогносцировочное бурение. Региональные профили буровых скважин ориентировались вкрест простирания впадины, по направлению наибольшей изменчивости литолого-фациального состава пород. Опорные структурно-картировочные скважины бурились с керном через 1600 и 800 м в профиле, с последующим сгущением в благоприятных обстановках до 400–100 м. Основным критерием определения глубины бурения являлось развитие окислительных процессов, контролирующих урановое оруденение с учетом благоприятной литолого-фациальной обстановки и гидрогеологических условий. Вследствие этого скважины бурились на глубину 150–250 м (до 320 м).

Лабораторные исследования являются одним из основных этапов научно-исследовательских работ по определению вещественного состава и свойств горных пород, которые выполнены на примере месторождения «Ульзит». Основной объем лабораторных работ приходился на обработку 359 керновых проб, отобранных из кернового материала на месторождении «Ульзит» в 2011 г. и обработанных в различных лабораториях Монголии, Канады и России [3].

Как видно из таблицы, основной объем лабораторных исследований приходится на изучение содержания радиоактивных элементов в керновых пробах и их спутников. 359 керновых пробы были обработаны высокоточным методом ICP+ICP/MS в канадской лаборатории «Actlabs», имеющей свой филиал в г. Улан-Батор. На сегодняшний день это единственная сертифицированная лаборатория на территории Монголии, обеспечивающая качественное и точное определения урана в пробах до 0,1 ppm. 43 дубликата проб были проанализированы для контроля качества в специализированной лаборатории ГП «Сосновгеология» (Иркутск, Россия). Данная лаборатория аттестована в России и имеет аккредитацию Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии.

Виды и лаборатории проведения исследований

№ п/п	Вид анализа	Кол-во проб	Привлекаемая лаборатория
1	ICP+ICP/MS на 62 элемента, включая уран и торий	359	Лаборатория «Actlabs» (Канада)
2	Рентгено-спектральный анализ на уран и торий	43	Центральная аналитическая лаборатория ГП «Сосновгеология» (Россия)
3	Рентгено-флуоресцентный анализ на уран	44	Центральная геологическая лаборатория (Монголия)
4	Радиометрический анализ радия в эквиваленте равновесного урана	43	Центральная аналитическая лаборатория ГП «Сосновгеология» (Россия)
5	Пламенно-фотометрический на калий	43	Центральная аналитическая лаборатория ГП «Сосновгеология» (Россия)
6	Химический анализ керновых проб	8	Центральная геологическая лаборатория (Монголия)
7	Изучение физико-механических свойств рудовмещающих пород	5	Компания «Жоншт-Уул ХХК» (Монголия)
8	Минералогический анализ	2	Центральная геологическая лаборатория (Монголия)
9	Опыт по лабораторному статическому выщелачиванию урана	4	
10	ICP-MS водных проб	3	Лаборатория «Actlabs» (Канада)
11	Химический анализ воды	19	Центральная геологическая лаборатория (Монголия)
12	Лазерно-люминисцентный анализ воды на уран	3	Центральная аналитическая лаборатория ГП «Сосновгеология» (Россия)
13	Спектральный анализ сухого остатка водных проб	3	Центральная геологическая лаборатория (Монголия)

Также для 44 дубликатов керновых проб проведен контрольный анализ методом XRF (рентгено-флуоресцентный анализ) в Центральной геологической лаборатории Монголии, обеспечивающий точность определения урана до 10 ppm. В целом данные контрольных испытаний, проведенных в Российской Центральной геологической лаборатории прекрасно коррелируются с результатами анализов лаборатории «Actlabs». В лаборатории ГП «Сосновгеология», были проведены анализы на радий и калий, необходимые для выяснения радиологических свойств руд. Другие виды исследований: такие как изучение химического и

минералогического составов рудовмещающих пород, их физико-механических свойств были проведены на базе Центральной геологической лаборатории Монголии и лаборатории компании «Жонш-Уул ХХК». Четыре керновых пробы были отправлены в Центральную геологическую лабораторию Монголии для проведения лабораторного опыта по выщелачиванию урана, о чем составлен соответствующий отчет.

Данные лабораторных анализов использовались для изучения качества и радиологических свойств руд. Результаты анализов на уран использовались также для контроля качества гамма-каротажа скважин, данные которого, в основном, применяются для определения параметров уранового оруденения. По результатам лабораторных исследований устанавливается наличие элементов-спутников урана и их концентрации в рудах, исходя из чего, определяется их практическая значимость. Кроме этого по данным анализов устанавливается наличие в рудах полезных компонентов и вредных примесей. В гидрохимических пробах, отобранных из вмещающих водоносных горизонтов, анализировался общий химический состав воды и определялось содержание урана. В сухих остатках водных проб установлен элементный состав солей, растворенных в воде.

Эксперименты, выполненные при натурном опыте подземного выщелачивания, показали возможность стабильного и достаточного динамичного процесса выщелачивания урана при непрерывной подаче техногенного окислителя (перекиси водорода) со средней концентрацией 0,06 г/л (100%), либо природного окислителя – трехвалентного железа. Высокая природная кислотность рудовмещающих пород ($pH = 4-5$), определенная в процессе лабораторных исследований и при гидрогеохимическом опробовании подземных вод, указывает на выбор щадящего режима закисления горнорудной массы. При добыче урана закисление рекомендуется проводить растворами с концентрацией кислоты 10–15 г/л, а выщелачивание – растворами с концентрацией кислоты 8–12 г/л (рис. 1).

Для интенсификации процессов выщелачивания необходимо увеличить время взаимодействия рабочих растворов с горной массой. Это можно достичь при увеличении расстояния между рядами скважин до 30–50 м. Водопроницаемость горизонтов позволяет это успешно выполнить. На месторождениях с подобным геоморфологическим строением руд, широко применяется рядная схема расположения технологических скважин с соотношением расстояния между рядами и расстояния между скважинами в ряду 2:1. Это соотношение расстояний способствует более направленному движению растворов по линиям тока. Кроме того, позволяет вести процесс с более полным извлечением урана. Для месторождения «Хараат» рекомендована сеть для обводненного горизонта 30×15 (12,5) м. На месторождении «Гурван-Сайхан» также возможно использование подобной сети технологических скважин так как морфология рудных залежей и условия залегания этих месторождений вполне сопоставимы.

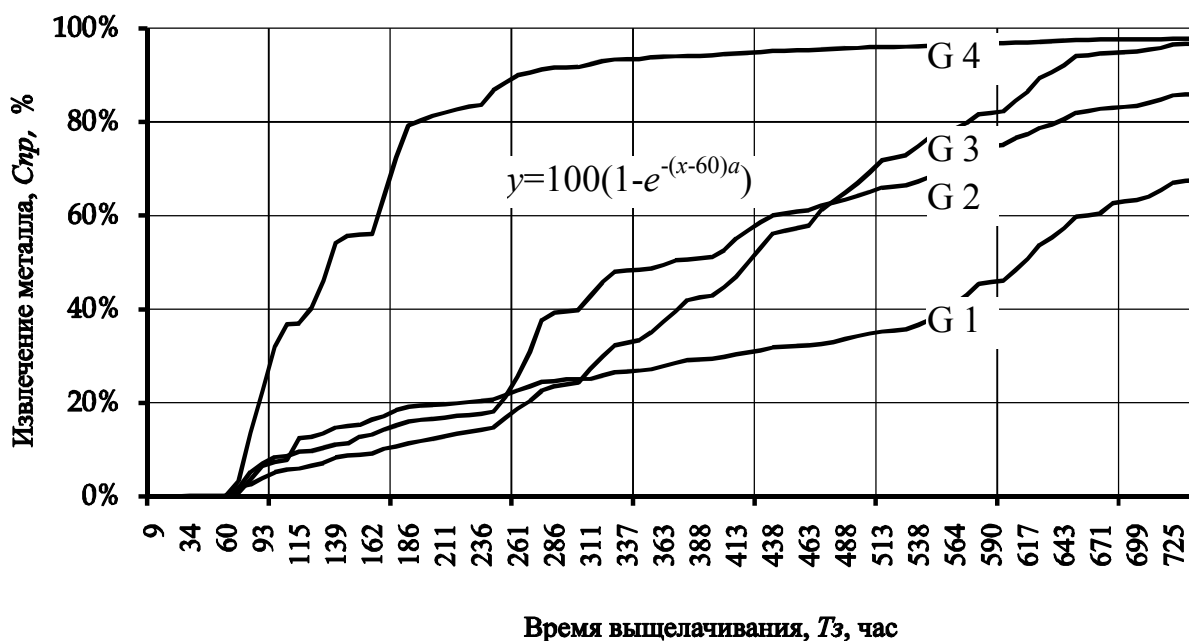


Рис. 1. Скорости выщелачивания урана при различной концентрации кислоты в растворе: G 1: 5 г/л + KCl₃, G 2: 5 г/л, G 3: 10 г/л, G 4: 20 г/л

Зависимости, описывающие рациональную скорость выщелачивания урана имеют экспоненциальный вид

$$\hat{C}_{np} = 100(1 - e^{-(T_z - 60)\alpha}), \text{ г/л,}$$

где α – скорость извлечения урана для обрабатываемого объема пород, 1/час.

Простое строение рудных тел с их ориентированным простиранием в плане и выдержанной мощностью, определяет выбор коаксиальной схемы разбивки залежи на добычные блоки. Ячейки закачных и откачных скважин должны располагаться вкрест простирания рудных тел с учетом направленности стока подземных вод, ориентированного вдоль рудовмещающей речной палеодолины. Уточнение расположения сети технологических скважин будет определено в процессе выполнения подготовительных работ, проводимых перед началом добычи.

К настоящему времени на месторождении «Ульзит» локализована и разведана одна рудная залежь, характеризующаяся промышленными запасами. По результатам геологоразведочных работ оценены ресурсы урана. Проведена предварительная разведка, по результатам которой определены запасы урана промышленной категории С, пригодные для подземного выщелачивания скважинным методом. Эти запасы составляют 2611,8 т. Объем запаса вполне достаточно для начала эксплуатации этого объекта. Также реален существенный прирост запасов по южной части месторождения и его северным флангам.

Геотехнологические параметры по результатам промышленных, лабораторных и теоретических исследований, определенных для месторождения «Ульзит»

Технологический параметр	Ед. изм.	G 1	G 2	G 3	G 4
Содержание урана в руде	ppm	295,4	134,7	29,0	9,40
Первичное расчетное содержание урана в руде	ppm	398,0	103,7	13,58	9,34
Масса сухого образца	г	2500			
Тип применяемого выщелачиваемого реагента	-	H ₂ SO ₄			
Доза выщелачиваемого реагента	г/л	5,0		10,0	20,0
Окислительный реагент	тип	KCl ₃	-		
Дозировка окислительного реагента	г/м ³	28,57			
Объем полученного обогащенного раствора	мл	271774,0	281719,0	276105,0	283073,0
Отношение руды к раствору	□ ratio	0,18	0,19		
Время выщелачивания	мин.	44585	44357	44568	44942
	ч	743	739	743	749
	сут.	31			
Скорость текучести раствора	мл/мин	6,10	6,35	6,20	6,30
	м/сут.	2,0	2,1	2,0	2,1
Выщелоченный уран	мг	1,6	2,3	3,3	2,3
Суммарное полученное количество урана	ppm	5,9	9,4	12,0	8,2
Средний кислотно-щелочной баланс <i>pH</i>	-	1,36	1,34	1,2	1,08
Средний <i>ORP</i>	mV	437,0	376,07	363,6	373,6
Извлечение металла	%	67,6	86,0	96,7	97,8

План отработки месторождения «Ульзит» предусматривает организацию модульного добычного участка, на котором будет проводиться добыча урана, отсадка его на смолах с дальнейшим получением насыщенных растворов. Переработка растворов и получение готовой продукции в виде окиси-закиси урана планируется на месторождении «Хайрхан», где будет работать завод по обогащению урана. Расстояние между участками месторождений «Ульзит» и «Хайрхан» составляет 420 км. Такая схема отработки месторождения с начальной производительностью 100 т/год с дальнейшим увеличением до 200 – 300 т/год представляется вполне рентабельной.

Перед началом эксплуатации на месторождении «Ульзит» необходимо проведение подготовительных работ, направленных на детальное изучение эксплуатационных блоков. В процессе выполнения подготовительных работ будет более тщательно изучаться характер распределения урана в рудах, динамика подземных вод, гидрогеологические характеристики вмещающих пород, технологические свойства руд и другие параметры. Этот этап работ является обязательным на месторождениях, эксплуатация которых предусматривается способом подземного выщелачивания. По результатам подготовительных работ уточняется схема расположения закачных и откачных скважин, их конструкция и глубина, рассчитываются дебиты скважин и исходя из этого определяется производительность фильтрационной установки по растворам. Также решается ряд других вопросов, связанных с технологическим процессом добычи.

Таким образом, к настоящему времени на месторождении «Ульзит» разведана одна рудная залежь, запасы которой достаточны для организации первой очереди добычных работ. На месторождении имеются реальные перспективы прироста запасов урана, что обеспечит дальнейшее развитие добычи. Основная часть рудного поля месторождения «Ульзит» подготовлена для детальных предэксплуатационных работ по доскональному изучению геотехнологических параметров и последующего ввода этого объекта в добычную стадию наряду с другими месторождениями урана Монголии: «Хараат», «Хайрхан» и «Гурван-Сайхан».

Список литературы

1. Ценджав, Л. Монгол улсын ураны үйлдвэрлэл, Цөмийн эрчим хүчний салбарын Өнөөгийн байдал, хөгжлийн хэтийн төлөв / Б. Жанчив, О.Е. Хоменко, Л. Ценджав // Уул уурхайн сэтгүүл. Улаан-Баатар: ШУТИС-ийн УУИС – 2011. – №. 1. – Х. 25 – 29.
2. Ценджав, Л. Современное состояние и тенденции развития урановой отрасли Монголии [Текст] / Б. Жанчив, О.Е. Хоменко, Л. Ценджав // «Школа подземной разработки»: междун. науч.-техн. конф. Ялта: Арт-Пресс – 2011. – С. 122 – 125.
3. Ценджав, Л. Исследование условий залегания, состава и свойств урановых месторождений Монголии [Текст] / О.Е. Хоменко, Л. Ценджав // «Форум гірників» Міжн. наук.-практ. конф. Дніпропетровськ: РВК НГУ, – 2012. – Т. 1. – С. 120 – 125.

*Рекомендовано до публікації д.т.н Бондаренком В.І.
Надійшла до редакції 03.04.2013*

МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ ГЕОМЕХАНИКИ С УЧЕТОМ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ И МЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТРЕЩИН

Приведена механико-математическая модель горной породы, в которую включены три показателя описывающие степень влияния систем трещин присутствующих в горном массиве при изменении горного давления. Оперирование этими показателями позволяет изменять прочностные характеристики элементарного объема породы в зависимости от реальных горнотехнических условий, влияющих на него.

Наведено механіко-математичну модель гірської породи, в яку включені три показники, що описують ступень впливу систем тріщин присутніх у гірському масиві при зміні гірського тиску. Оперування цими показниками дозволяє змінювати міцнісні характеристики елементарного об'єму породи в залежності від реальних гірнотехнічних умов, що впливають на нього.

In the mechanical-mathematical model of rock included three indicators describing the degree of influence fracture systems are present in the rock pressure. Manipulation of these parameters allows you change the strength characteristics of the elementary volume of the rock, depending on the actual mining conditions affecting it.

Актуальность. При проведении вычислительных экспериментов по определению устойчивости подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях, возникает необходимость высокоточного моделирования крепи [1]. Эта вызвано минимизацией вносимых погрешностей при проведении оптимизации показателей конструкции крепи с малым запасом прочности. Таким образом, моделируемая крепь не рассматривается как единый объект с усредненными физическими показателями. А каждый ее элемент описывается, как самостоятельный конструктив в пределах собственной расчетной схемы. В расчетах при моделировании сталеполимерного анкера обычно реализуют одну контактную поверхность, для которой, в условиях высокой поперечной нагрузки или значительной жесткости окружающих пород, задают контакт с соблюдением сплошности модели системы «анкер - порода» [2]. В случае, когда ожидается или возможна потеря контакта между породами и телом анкера, прибегают к комбинированной схеме, в которой часть поверхности модели шпура находится в жесткой связи с анкером, а часть этой поверхности образует контакт с анкером в условиях взаимного проскальзывания. Геометрические размеры таких областей, точнее их взаимоотношение, регулируется соотношением относительного удлинения анкера и вмещающих его пород, с учетом пластических характеристик связывающего полимерного состава. Математически такое соотношение описывается следующим уравнением

$$K_a = \frac{(\sigma_{zT} - \sigma_z) + (\sigma_{cT} - \sigma_c) \cdot \Delta l}{|E_z - E_c|^{1,62} \cdot l}, \quad (1)$$

где σ_{zT}, σ_{cT} – пределы текучести полимерного состава и примыкающих к шпуру горных пород, соответственно; σ_z, σ_c – максимальные значения глав-

ных напряжений в зоне контакта полимерной смеси и горной породы, соответственно; E_z, E_c – модули упругости материала полимерного заполнителя и горной породы, соответственно; $l, \Delta l$ – длина анкера и его относительное удлинение под действием нагрузки.

Легко видно, что коэффициент, вычисляемый в уравнении (1), явным образом зависит от прочностных и деформационных характеристик горной породы примыкающей к контуру выработки. Как уже было показано в [2] активную роль в грузонесущей системе крепи выемочной выработки анкер начинает играть только после перехода приконтурных горных пород в предельное и запрещенное состояние. Исходя из выше сказанного, следует, что степень влияния анкера на устойчивости горной выработки изменяется со временем и зависит от механического состояния пород горного массива [3]. Одной из особенностей горной породы, влияющей на ее механические характеристики, является трещиноватость.

Наличие систем трещин приводит к неминуемому снижению прочностных и изменению деформационных характеристик горной породы. При этом, относительно того же сталеполимерного анкера можно смело утверждать, что происходит существенная коррекция его вклада в изменение НДС расчетной системы с ростом горного давления приводящего к изменению состояний систем трещин в пределах рассматриваемого горного массива. Следовательно, повышение адекватности оптимизационных расчетов схемы поддержания и охраны подготовительных выработок, требует физически точного описания трещиноватости.

Цель. Определить изменение степени влияния совокупности систем трещин на распределение напряжений и деформаций в горном массиве при изменении величины горного давления в окрестности подготовительной выработки.

Получить функциональную зависимость влияния трещиноватости на механические характеристики различных горных пород в виде позволяющим использовать ее при формировании матрицы жесткости конечного элемента при проведении расчетов методом конечных элементов в нелинейной постановке.

Постановка проблемы. Разработка математических моделей описания влияния трещиноватости горных пород на прочностные характеристики горного массива в настоящее время является одним из приоритетных направлений развития математического моделирования для задач геомеханики [4]. Описание трещин в расчетных задачах геомеханики обычно разделяют на две группы: магистральные (макрообъекты) и трещиноватость (субобъекты). При этом методики моделирования таких элементов расчетной области имеют различные типы описания. Следует выделить два основных подхода при формировании описания трещин в горном массиве: получение экспериментальных (лабораторных) зависимостей развития трещин в образцах пород и построение зависимостей влияния трещиноватости горного массива в зоне концентрации напряжений и внутренних усилий. При этом подобные описания зачастую имеют линейный характер и формируются на основе усредненных показателей, которые рассматриваются в виде внешнего фактора, привносимого в систему расчета как самостоятельный элемент.

Как было показано в [4] трещиноватость следует рассматривать как одну из основных механических характеристик состояния горных пород. При моделировании зачастую эту характеристику учитывают в виде поправочного коэффициента, изменяющего величину предела прочности или модуль упругости породы. Однако анализ реального поведения породы при её испытании в лабораторных условиях и при проведении натуральных наблюдений [1, 3] позволили сделать выводы о том, что при решении задач геомеханики в нелинейной постановке такой подход значительно снижает адекватность получаемых результатов. Это определяется, прежде всего, геометрией систем трещин и её изменением с ростом деформаций в области горного массива, примыкающей к контуру горной выработки.

Элементы механики разрушения, используемые при описании состояния трещины. В породном слое может присутствовать несколько систем трещин, каждая из которых обладает самостоятельным набором характеристик. С точки зрения развития трещин при росте напряжений в горном массиве важными являются следующие параметры трещиноватости: густота трещин, их направление и начальный линейный размер. Линейные размеры трещины определяют величину энергии, необходимую для её раскрытия и роста, то есть влияют на форму кривой связи «напряжение - деформация» для конечного объема горной породы. При анализе НДС в масштабе расчетной области задачи геомеханики такое влияние должно суммироваться с учетом совокупности всех трещин, а затем полученные закономерности необходимо привязывать к осям координат расчетной области для построения глобальной матрицы жесткости конечных элементов.

В качестве показателя состояния отдельной трещины был выбран энергетический инвариантный интеграл Черепанова – Райса, иначе J -интеграл [5]. Данный интеграл представляют в следующем виде

$$J = -\frac{\partial \Pi}{t \partial l}, \quad (2)$$

где Π – потенциальная энергия тела; t – длина трещины поперек в её вершине; l – длина трещины от устья до вершины. В общем случае потенциальную энергию тела, накопленную в результате деформирования, выражают через площадь под диаграммой связи «напряжения – деформации»

$$\Pi = Pv - \int_0^P v \partial P, \quad (3)$$

где P – нагрузка, прикладываемая к расчетной области; v – получаемые перемещения. В результате, подставив выражение (3) в уравнение (2), для податливого нагружения, используемого в задачах геомеханики, получаем

$$J = \frac{1}{t} \frac{\partial}{\partial l} \int_0^P v \partial P = \frac{1}{t} \int_0^P \frac{\partial v}{\partial l} \Big|_P dP. \quad (4)$$

Полученную, таким образом, закономерность (4) можно применить для разработки математической модели развития трещины в образце горной породы. Данная модель будет учитывать снижение потенциальной энергии иссле-

дуемого объекта за счет развития трещины, что вместо обычного поправочного коэффициента позволит для каждого отдельного конечного элемента изменять его прочностные характеристики с учетом величины воспринимаемых напряжений. Такое описание наиболее точно отображает реальный процесс деформирования пород, образующих контур выработки, применительно к условиям шахт Украины.

Генерирование воздействия системы трещин. Теперь перейдем к описанию совокупности влияния системы трещин на механические характеристики породного слоя. Полученное уравнение (4) позволяет оценить вклад одной трещины на механические характеристики горной породы. Но в реальных условиях следует рассматривать совокупность трещин со сходными параметрами, разброс которых необходимо учитывать в математическом описании конкретной системы трещин.

Для начала следует определить усредненный параметр трещин в системе. Это проще всего выполнить с применением математической статистики. Запишем формулу среднего арифметического величины трещин в выбранном объеме горной породы

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i, \quad (5)$$

где X_i – показатели линейных размеров трещин в выбранной единице объема горной породы; n – число трещин на единицу длины выбранного образца породы. Затем определим стандартное отклонение в размерах трещин для рассматриваемой системы

$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n - 1}}. \quad (6)$$

На основании полученных характеристик (5) и (6) конкретной системы трещин можно получить средневзвешенное выражение, описывающее степень влияния этой системы на прочностные характеристики породы в выбранном объеме. В общем виде такое описание выглядит следующим образом

$$J = \frac{\bar{X}}{n \cdot t \cdot S} \int_0^P \frac{\partial v}{\partial l} \Big|_P dP. \quad (7)$$

Теперь при учете снижения прочностных показателей горной породы стало возможным учитывать отдельную систему трещин как усредненный показатель, определяемый при выполнении подготовительной фазы расчетов, что повысит качество проведения вычислительных экспериментов и минимизирует объем дополнительных вычислений.

Применение полученных показателей при проведении вычислительного эксперимента. Оценочные расчеты, выполненные авторами при проведении вычислительных экспериментов, показали, что такое описание трещиноватости имеет сугубо нелинейный характер и значительные различия в степени влияния на деформационные характеристики различных пород.

В качестве иллюстрации данного тезиса рассмотрим графики изменения степени влияния трещиноватости для аргиллитов и песчаников, приведенные на рис. 1. Как видно, при незначительных напряжениях степень влияния рассматриваемого параметра имеет линейный характер и незначительно различается по абсолютной величине. Затем, наступает активная фаза воздействия системы трещин на механические характеристики пород. При этом, для аргиллитов это влияние проявляется раньше, но с другой стороны, максимум этого влияния приходится на песчаник. После достижения максимума влияния наблюдается плавное снижение данного показателя.

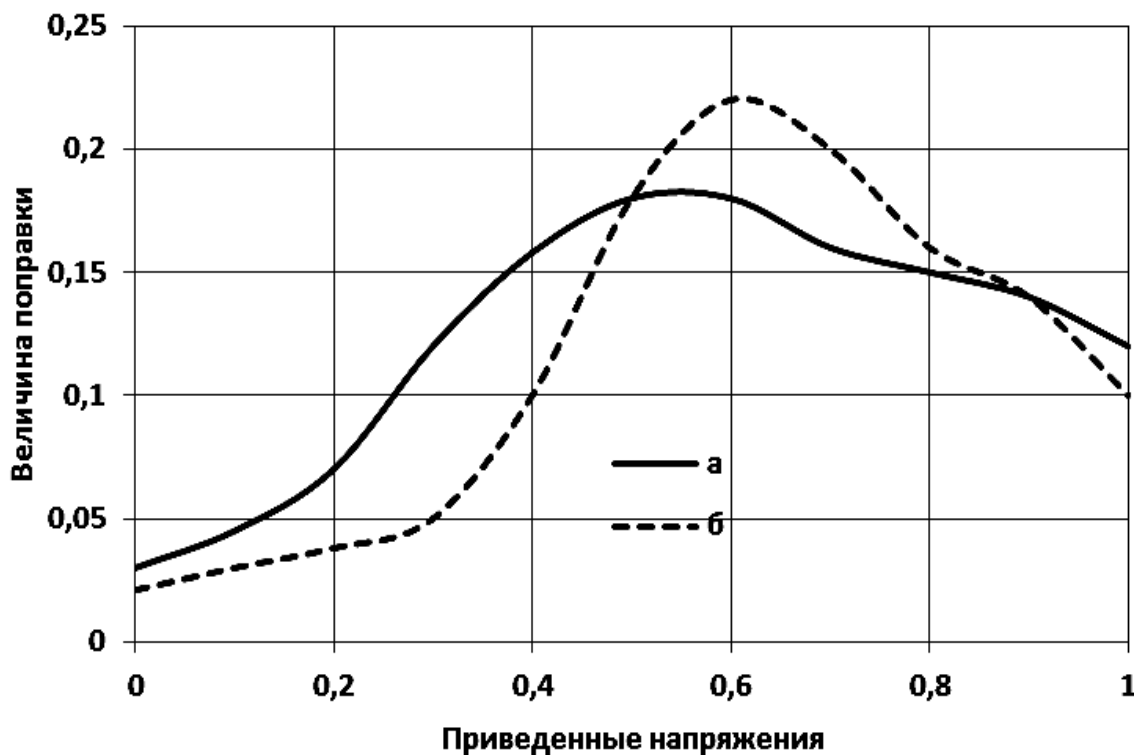


Рис. 1. Кривые изменения степени влияния трещиноватости на прочностные характеристики пород с ростом напряжений в конечном элементе:
а – аргиллиты; б – песчаник

Таким образом, как видно из графиков, представленных на рис. 1, влияние рассматриваемого параметра трещиноватости на породы с различными механическими характеристиками имеет схожую трехфазную структуру. Наличие этих фаз хорошо согласуется с самой природой развития трещин в горном массиве. В первой фазе, ослабление породы имеет незначительную величину и линейный характер поскольку расчетная область находится в допредельном состоянии, что определяет слабое развитие трещин. Для второй фазы характерно активное развитие и раскрытие трещин, что и приводит к быстрому падению напряжений в расчетной области. На третьей фазе, после достижений максимума, когда происходит разрушение горного массива вблизи выработки, наступает период релаксации связанный с перераспределением внутренней энергии в расчетной области.

Другой особенностью данного физико-математического описания трещи-

новатости является реализация различий влияния на картину напряжений систем трещин обладающих схожими характеристиками. В качестве иллюстрации этого тезиса следует рассмотреть графики, приведенные на рис. 2. Эти графики показывают, как влияет густота трещин на распределение напряжений в расчетной области. Легко видно, что с ростом числа трещин влияние трещиноватости растет, а график выполаживается. Таким образом, чем меньше число трещин, тем сложнее характер их воздействия на распределение напряжений. Из всего выше сказанного, следует вывод, что с ростом числа трещин, в удельном объеме, их можно описывать в виде простого параметра, а с уменьшением их числа следует переходить на макро моделирование.

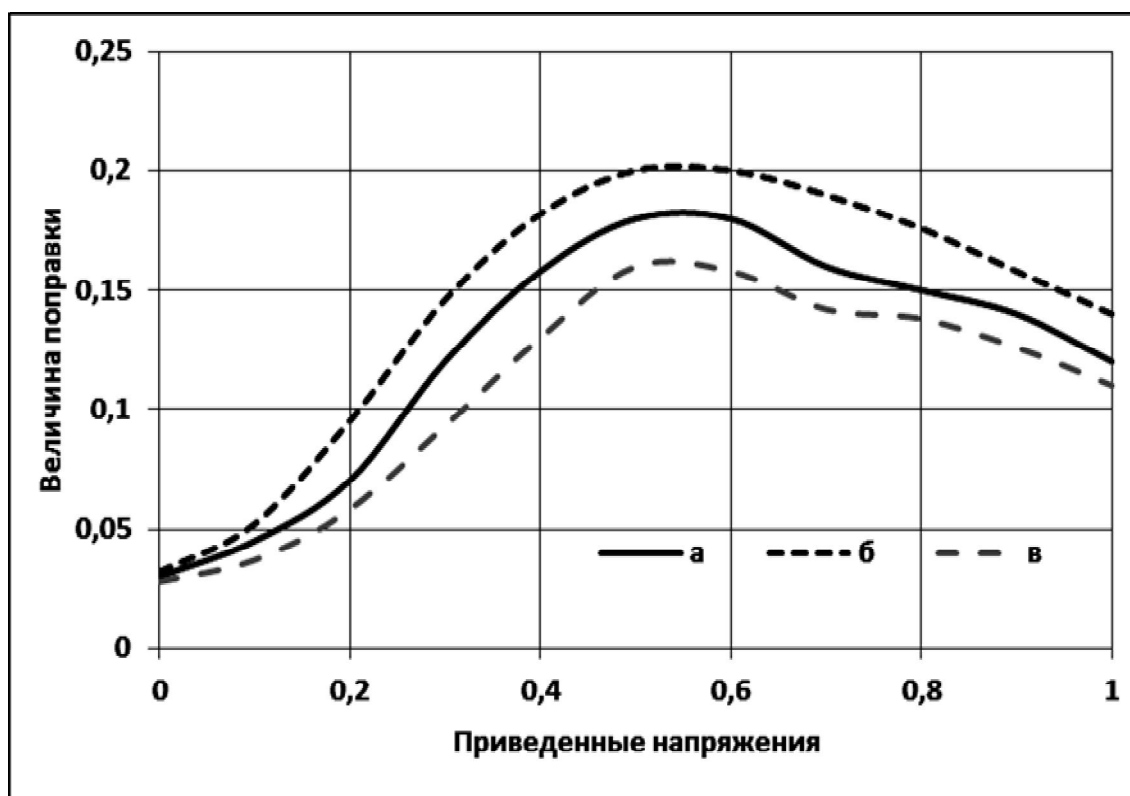


Рис. 2. Влияние различных систем трещин на прочностные характеристики породы: а – число трещин 15 на 0,1 м; б – число трещин 20 на 0,1 м; в – число трещин 5 на 0,1 м

Особенности учета пространственной ориентации системы трещин.

При описании поведения системы трещин выполненном в виде уравнения (7) не учитывается ориентация трещин в пространстве и, следовательно, изменение механических характеристик породы в данном случае имеет одинаковую величину неизменную в любой из выбранных систем координат.

Обеспечение возможности учета трещиноватости, как нелинейной характеристики горной породы, требует рассматривать расчетную область вычислительного эксперимента в виде объемного объекта. В этом объекте может существовать несколько систем трещин, которые может быть ориентированы, как вдоль одной из осей системы координат расчетной области, так и под каким бы

то углом к ней. Совокупность таких систем трещин следует объединять в единую систему исходя из близости геометрических и механических показателей. Поскольку при выполнении расчета проще оперировать показателями, связанными с осями глобальной системы координат, то следует спроецировать систему трещин (её механические показатели) на эти оси. С этой целью использовались аффинные преобразования

$$Q = \begin{pmatrix} m_{11} & m_{12} & m_{13} & m_{14} \\ m_{21} & m_{22} & m_{23} & m_{24} \\ m_{31} & m_{32} & m_{33} & m_{34} \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} P_x \\ P_y \\ P_z \\ 1 \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} Q_x \\ Q_y \\ Q_z \\ 1 \end{pmatrix}, \quad (8)$$

где P, Q – координаты начальной и отображенной точки в трехмерном пространстве; M – матрица аффинного преобразования в трехмерном пространстве.

Сама природа трещиноватости и применяемый математический аппарат позволяют ограничиться при проведении расчетов только матрицами элементарных поворотов относительно осей координат. Такие преобразования для каждой из координатных осей имеют следующий вид

$$\begin{aligned} R_x(\beta) &= \begin{pmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \cos(\beta) & -\sin(\beta) & 0 \\ 0 & \sin(\beta) & \cos(\beta) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}, \\ R_y(\beta) &= \begin{pmatrix} \cos(\beta) & 0 & \sin(\beta) & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 \\ -\sin(\beta) & 0 & \cos(\beta) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}, \\ R_z(\beta) &= \begin{pmatrix} \cos(\beta) & -\sin(\beta) & 0 & 0 \\ \sin(\beta) & \cos(\beta) & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{pmatrix}, \end{aligned} \quad (9)$$

где R_x, R_y, R_z – матрицы преобразования поворота для осей x, y и z , соответственно; β – угол на который следует выполнить поворот.

При наличии нескольких систем трещин в рассматриваемом горном массиве их следует рассматривать как совокупность однотипных показателей влияющих друг на друга исходя из принципа суперпозиции. Тогда «родственные» системы трещин, то есть такие системы трещин, которые ориентированы в пространстве под малыми углами друг к другу, будут рассматриваться как одна система трещин с комбинированными показателями.

Выводы. Таки образом, становится возможным применять математический аппарат механики сплошной среды для проведения расчетов прочностных характеристик пород горного массива в нелинейной постановке до этапа обра-

зования магистральных трещин и сдвигения образованных породных блоков в полость выработки. Дальнейшие вычисления производятся только с привлечением методов решения задач механики разрушения.

В результате получена модель воздействия на механические характеристики пород горного массива совокупности систем трещин при проведении вычислительного эксперимента при нелинейной постановке задачи в трехмерной расчетной области.

Список литературы

1. Бондаренко В.И., Симанович Г.А., Ковалевская И.А., Фомичёв В.В. Влияние характеристик неоднородности тонкослоистого горного массива на результаты вычислительного эксперимента по устойчивости выемочных выработок / Материалы V Междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Днепропетровск: «ЛізуновПрес», 2011. – С. 10-18.
2. Фомичёв В.В. Предпосылки построения расчетных моделей рамно-анкерной крепи с учетом нелинейных характеристик поведения физических сред / Науковий вісник НГУ – 2012. – № 4. – С. 54-58.
3. Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичёв В.В. Тенденции изменения напряженного состояния слабых пород кровли пластовой выработки / Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників-2010». – Днепропетровск: НГУ, 2010. – С. 183-188.
4. Прогноз деформационных характеристик трещиноватых горных пород и массивов / Латышев О. Г., Матвеев А. А., Мартюшов К. С., Еремизин А. Н. // Изв. вузов. Горный журнал. - 2011. № 7. – С. 92-97.
5. Симанович Г.А., Ковалевская И.А., Фомичёв В.В. Критерии механики разрушения углевмещающего массива при моделировании магистральных трещин породных слоев / Матер. VI Междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Днепропетровск: Лізунов-Прес, 2012. – С. 91-100.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 21.04.2013*

УДК 622.002.5:621.8.031.4

© В.П. Надутый, П.В. Левченко, Д.В. Белюшин

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ РАБОЧЕГО ОРГАНА ВИБРОМАШИНЫ ПРИ УДАРНЫХ НАГРУЗКАХ

Установлена аппроксимирующая результаты экспериментальных исследований регрессионная зависимость напряжения в рабочем органе машины от энергии удара и влияния жесткости упругих опор.

Встановлено апроксимуючу результати експериментальних досліджень регресійну залежність напруги в робочому органі машини від енергії удару і впливу жорсткості пружних опор.

Approximative results of experimental researches regression dependence of effort in a working body of the machine from energy of impact and influence of rigidity of elastic support is established.

В условиях добычи и переработки горной массы широко используются вибропитатели, виброконвейеры, виброгрохоты и т. п., которые в процессе загрузки испытывают значительные ударные нагрузки от падающих кусков горной массы. Рабочие органы перечисленных машин представляют собой прямо-

угольный короб, установленный на упругие опоры. Поэтому часть ударной нагрузки воспринимается опорами и зависит от их суммарной жесткости, а остальная часть приходится на короб.

Целью исследований является определение зависимости напряжений в коробе рабочего органа от энергии удара от падающих кусков горной массы и степени влияния величины жесткости упругих опор на снижение напряжений в короб при ударе.

Поскольку подбор жесткости опор не является случайной величиной и в каждом конкретном случае применения машины подбирается расчетным путем, то определение напряженного состояния короба при ударе определялось в определенном интервале жесткостей. Это связано, например, с тем, что во всех вибромашинах величина жесткости опор влияет на амплитудно-частотную характеристику колебаний короба, а, следовательно, на технологические показатели работы машины.

В процессе исследований рассматривался центральный удар, поскольку для короба это место является самым деформируемым и в первую очередь нуждается в обеспечении необходимой прочности или защиты.

Следует отметить, что экспериментально характер зависимости напряжений в коробе машины при падении кусковой массы и степень влияния упругих опор при этом определена на специальном стенде, и результаты исследований представлены в работе [1], где подробно описана методика эксперимента. В продолжение этих исследований возникла необходимость аппроксимации экспериментальных характеристики для проведения дальнейших расчетов при выборе параметров машины при ее проектировании или модернизации.

Расчетная схема процесса соударения представлена на рис. 1 в виде центрального удара падающего куска массой m с энергией удара F_k , определяемой высотой падения при жестком точечном контакте соударения о днище короба. Суммарная жесткость упругих опор C представлена в виде набора пружин.

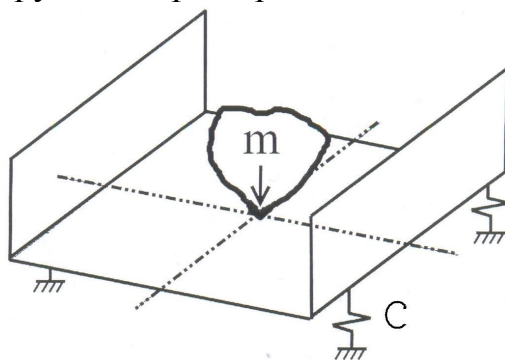


Рис. 1. Расчетная схема рабочего органа при ударной нагрузке

В процессе выбора аппроксимирующей зависимости рассмотрены два варианта – жесткое опирание короба без упругих опор и с упругими опорами различной жесткости. В первом случае зависимость напряжения в коробе от энергии удара аппроксимируется функцией:

$$\sigma = 47,429 + \ln(E_k).$$

На рис. 2 представлены для сравнения экспериментальные значения зависимости напряжения от энергии удара (в виде точек) и расчетная функция (сплошная линия). Достоверность результатов определялась по значениям коэффициента детерминации ($R^2 = 0,999$) и статистики Фишера ($F = 3260$).

Влияние жесткости упругих опор учитывалось обобщенной регрессионной зависимостью на основании выполненных исследований в следующем виде:

$$Y = a_0 + \sum_i^n a_i x_i + \sum_i^n a_{ii} x_i^2 + \sum_{i < j}^n a_{ij} x_i x_j,$$

где Y – функция отклика; a_0 – свободный член уравнения; $a_i x_i$, $a_{ii} x_i^2$ – линейные и квадратичные слагаемые в виде произведений коэффициентов регрессии a_i на факторы x_i ; $a_{ij} x_i x_j$ – слагаемые парных произведений факторов; n – число переменных факторов.

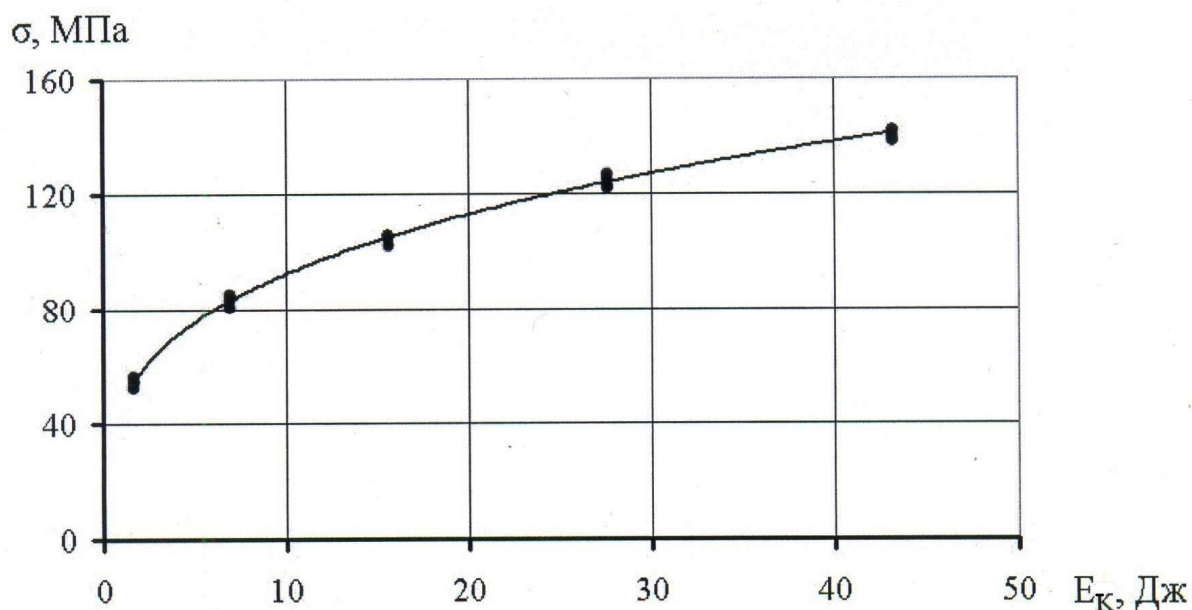


Рис. 2. Зависимость напряжения от энергии удара при жестком опирании короба

Расчёт данной модели методом наименьших квадратов производился средствами прикладного пакета обработки статистических данных SPSS Statistics с применением встроенной функции "Шаговый отбор". При работе данного алгоритма независимые переменные (x_i), которые имеют наибольшие коэффициенты частичной корреляции с зависимой переменной (Y), пошагово включаются в регрессионное уравнение [2]. После каждого шага оценивалась адекватность полученной модели статистикой Фишера F и коэффициент детерминации R^2 , а факторы, коэффициенты регрессии которых по статистике Стьюдента оказывались незначимыми ($t_{tabl} \geq t_{a_i}$), исключались из регрессионной зависимости без особого влияния на резульативный признак. По знаку коэф-

коэффициента регрессии a_i , определялось влияние соответствующего фактора x_i на функцию: положительный знак свидетельствует о возрастании функции при увеличении фактора x_i , отрицательный – о снижении, а абсолютное значение коэффициента a_i показывает, на сколько изменится результирующий признак при изменении соответствующего фактора на единицу.

В результате расчета регрессионная зависимость напряжения в коробе от жесткости упругих опор и энергии удара имеет вид (объем выборки составил 28 измерений)

$$\sigma = 24,919 + 0,011C + 3,887E_K - 0,043E_K^2.$$

Все коэффициенты регрессии значимы, так как статистика Стьюдента $\left(t_C = 2,1, t_{E_K} = 10,5, t_{E_K^2} = 5,4 \right)$ значительно больше его табличного значения при уровне значимости $\alpha = 0,05$ [3]. Коэффициент детерминации $R^2 = 0,977$. Адекватность модели подтверждается статистикой Фишера $F = 152,6$, которая на порядок больше его критического значения. График данной зависимости в виде трёхмерной поверхности представлен на рис. 3, из которого видно, что напряжение в коробе линейно возрастает при увеличении жёсткости упругих опор и квадратично – при увеличении энергии удара.

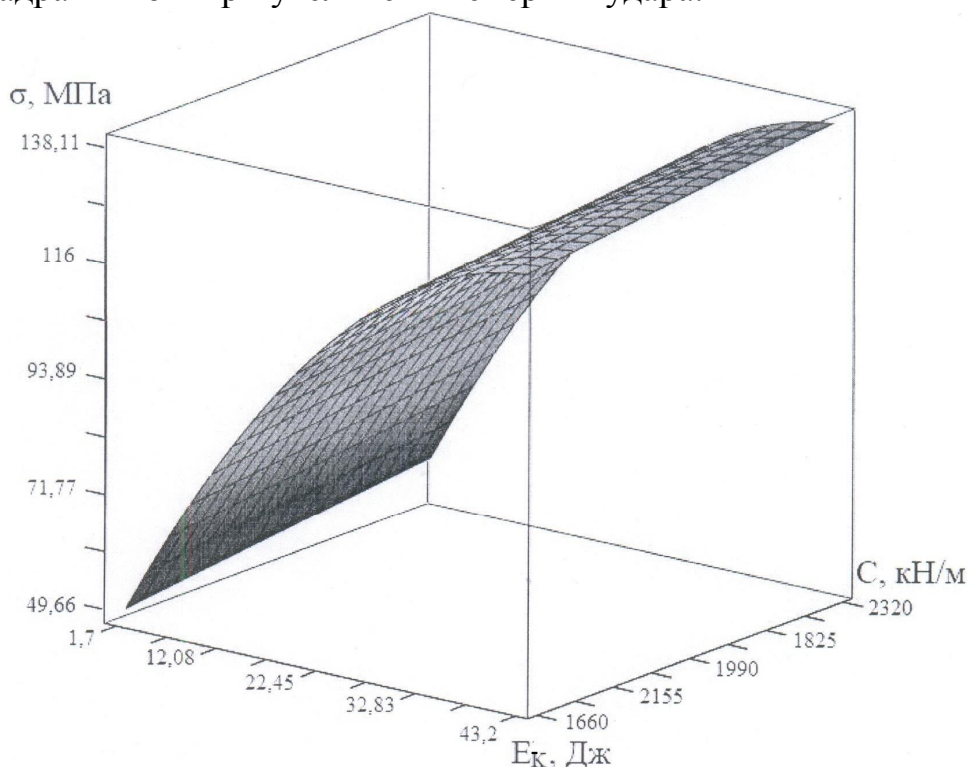


Рис. 3. Зависимость напряжения в коробе от энергии удара и жёсткости пружин

Аналогичным образом установлена регрессионная зависимость величины поглощения энергии удара K упругими опорами от параметров их суммарной жесткости C и энергии удара E_K :

$$K = 50,168 - 0,018C - 1,281E_K + 0,01E_K^2 + 0,00032C \cdot E_K.$$

Высокий коэффициент детерминации $R^2 = 0,877$ показывает, что 87,7 % вариаций K объясняется влиянием учтенных в модели факторов. Статистика Фишера $F=17,8$ свидетельствует об адекватности регрессионного уравнения экспериментальным данным. Коэффициенты регрессии значимы, так как значительно превышают табличное значение Стьюдента ($t_C = 5,4$, $t_{Eк} = 4,1$, $t_{Eк2} = 3,3$, $t_{SEк} = 2,5$). Коэффициент поглощения энергии удара снижается при увеличении жёсткости упругих опор. Следовательно, при выборе упругих опор рабочего органа вибромашины их рациональную или оптимальную жесткость необходимо рассчитывать по двум критериям: обеспечение необходимой амплитуды колебаний для достижения технологических показателей машины и обеспечение ее долговечности по фактору ударных нагрузок от падающих кусков горной массы. Определение численных параметров по последнему фактору является основным при выборе средств защиты рабочего органа вибромашины или приемной площадки (бункера, тетки и т. д.). Наиболее простой метод защиты путем подсыпки слоя сыпучего материала на рабочий орган машины. Эффективность такого подхода исследовалась в работе [1], где указано, что наличие слоя материала различной крупности в несколько раз снижает ударные нагрузки. Однако на практике этот метод не всегда приемлем, поскольку требует жестких условий погрузки и не может быть задан конструктивно. Всевозможные рекомендации по защите рабочих органов машин полимерными и эластомерными покрытиями во многих случаях себя хорошо зарекомендовали. Вместе с тем для решения оптимизационной задачи поиска конструктивных параметров при интенсивных ударных нагрузках необходимы дополнительные исследования.

Список литературы

1. Надутый В.П. Анализ ударного взаимодействия кусковой горной массы с рабочими поверхностями машин и оборудования / В.П. Надутый, В.В. Сухарев, Д.В. Белюшин // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / ІГТМ НАН України. – Дніпропетровськ. – 2012. – Вип. 103. – 122-129 с.
2. Бююль А. SPSS: искусство обработки информации. Анализ статистических данных и восстановление скрытых закономерностей: Пер. с нем. / Бююль А., Цефель П. – СПб.: ООО «ДиаСофт ЮП», 2005. – 608 с.
3. Грушко И.М. Основы научных исследований. 3-е изд., перераб. и доп. / И.М. Грушко, В.М. Сиденко // Харьков: Вища школа. Изд-во при Харьк. ун-те, 1983. – 224 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Франчуком В.П.
Надійшла до редакції 29.04.2013*

ИЗМЕНЕНИЕ ОБЪЕМНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ЛЕССОВИДНЫХ СУГЛИНКОВ ПРИ ГИДРОСТАТИЧЕСКОМ СЖАТИИ

Рассмотрено влияние гидростатических напряжений сдвига на объемную деформацию лессовидных суглинков в природной влажности. Проведены испытания образцов лессовидных суглинков в природной влажности $W=0,08$ на 3-х осном сжатии и ползучести в приборе стабилометре и были определены физико-механические показатели и напряженное состояние грунтов.

Розглянуто вплив гідростатичних напружень зсуву на об'ємну деформацію лесовидних суглинків у природній вологості. Проведено випробування зразків лесовидних суглинків у природній вологості $W = 0,08$ на 3-х осному стисненні і повзучості в приладі стабілометр і були визначені фізико-механічні показники і напружений стан ґрунтів.

The influence of shear stress on hydrostatics shear stress in loess soils natural moisture. The tests of samples of loess in the natural moisture soils $W = 0,08$ on 3-axle compression and creep in the instrument stabilometr and identified physical-mechanical properties and stress state of soils.

В инженерной практике часто встречаются случаи, в которых основанием подземных сооружений являются структурно-неустойчивые грунты в виде лесовидных суглинков. Этот грунт при увлажнении даёт просадочные деформации. Поэтому применяют инженерные мероприятия в виде защиты от увлажнения, т.е. сохранение природной влажности, как приведены во многих литературных источниках, в т.ч. в трудах [1 ÷ 5].

Однако, при эксплуатации возведенных подземных сооружений на этих грунтах, все-таки просачивается влага под фундаментом, и основания увлажняются, происходит изменение объемной деформации и ползучести при гидростатических напряжениях сдвига в осевых и радиальных направлениях.

Цель настоящей статьи – определить объемные деформации и деформации ползучести в зависимости от среднего нормального напряжения во времени.

Гидростатические напряжения сдвига изменяют объемную деформацию лессовидных суглинков в природной влажности. Как известно, лессовидные суглинки при естественной влажности, примерно $W = 0,04 \div 0,12$ по разному сопротивляются растяжению и сжатию. Силы внутреннего трения объемной деформации в этих грунтах зависят не только от гидростатического давления σ , но и от напряжений сдвига σ_i , выраженных интенсивностью нормальных и касательных напряжений. Тогда, общие напряжения σ и деформация ε будут функциями φ_1 и φ_2 , а так же f_1 и f_2 от деформации ε и напряжений σ , т.е.:

$$\sigma = \varphi_1(\varepsilon) + \varphi_2(\varepsilon_i, \sigma_i); \varepsilon = f_1(\sigma) - f_2(\sigma, \varepsilon_i), \quad (1)$$

где $\sigma = (\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z)/3$ – среднее нормальное напряжение или гидростатическое давление; $\varepsilon = (\varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z)/3$ – средняя деформация, равная 1/3 объемной деформации ε_0 ;

$\sigma_i = \sqrt{\frac{1}{6} [(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2]} + \tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2$ – интенсивность касательных напряжений; $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ – компоненты нормальных; $\tau_{xy}, \tau_{yz}, \tau_{zx}$ – пары касательных напряжений в случае изотропного материала; $\varepsilon_i = \sqrt{\frac{2}{3} [(\varepsilon_x - \varepsilon_y)^2 + (\varepsilon_y - \varepsilon_z)^2 + (\varepsilon_z - \varepsilon_x)^2]} + \gamma_{xy}^2 + \gamma_{yz}^2 + \gamma_{zx}^2$ – интенсивность деформации сдвига; $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_z$ – компоненты нормальных; $\gamma_{xy}, \gamma_{yz}, \gamma_{zx}$ – пары касательных деформаций в случае изотропного материала.

Первый член уравнения (1) характеризует сопротивление лессовидного суглинка от гидростатических давлений σ , состоящих из средних нормальных компонентов напряжений, а второй – влияние на объемные деформации напряжений сдвига σ_i .

Для выяснения закономерности изменения объемного деформирования при гидростатических напряжениях сдвига были проведены испытания лессовидных суглинков на 3-хосном сжатие и ползучести в приборе стабилометр. Взятые пробы лессовидного суглинка имели следующие физико-механические характеристики:

Удельный вес частицы $\gamma_s = 27,4 \text{ кН/м}^3$; удельный вес $\gamma = 17,1 \text{ кН/м}^3$; пористость $n = 46\%$; число пластичности $-I_p = 0,192 - 0,10 = 0,092$; угол внутреннего трения $\varphi = 24^\circ$; сила сцепления $c = 0,086 \text{ МПа}$; природная влажность $W = 0,08$; удельный вес сухого грунта $\gamma_d = 14,1 \text{ кН/м}^3$; предел текучести $W_L = 0,192$; предел раскатывания $W_p = 0,10$; относительная просадочность $\varepsilon_{si} = 0,14$; коэффициент фильтрации $K_\phi = 2,6 \text{ см/час}$.

Образцы имели форму цилиндров с соотношением высоты к диаметру, т.е. $h/d = 2$, диаметр $d = 100 \text{ мм}$.

Измеряли осевую ε_z , радиальную ε_x и объемную ε_0 деформации при различных гидростатических давлениях ($\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = P = 3\sigma$), которые в течение каждого опыта поддерживались постоянным.

Были проведены две серии испытаний идентичных образцам-близнецам. Первая серия предусматривала поведение лессовидного суглинка объемных деформаций при гидростатическом сжатии в условиях ползучести. При испытаниях принимались величины среднего нормального напряжения $\sigma_1 = 0,05 \text{ МПа}$; $\sigma_2 = 0,1 \text{ МПа}$; $\sigma_3 = 0,15 \text{ МПа}$; $\sigma_4 = 0,20 \text{ МПа}$; $\sigma_5 = 0,25 \text{ МПа}$; $\sigma_6 = 0,3 \text{ МПа}$. Время воздействия нагрузки были приняты $t_1 = 30 \text{ сек}$; $t_2 = 1 \text{ мин}$; $t_3 = 5 \text{ мин}$; $t_4 = 20 \text{ мин}$; $t_5 = 40 \text{ мин}$; $t_6 = 1 \text{ час}$; $t_7 = 10 \text{ час}$; $t_8 = 24 \text{ час}$. Результаты испытаний приведены на рис.1, а. Все кривые имеют затухающий характер. Наиболее интенсивные нарастания объемной деформации наблюдается в начальный период времени; затем резко затухают и стабилизируются. При максимальных гидростатических давлениях $\sigma_6 = 0,3 \text{ МПа}$ в течение $t_6 = 1 \text{ час}$, объемная деформация составила $\varepsilon_0 = -0,77 \cdot 10^{-2} 1/ч$, а в кон-

це опыта после $t_8 = 24$ час оно стало $\epsilon_0 = -1,6 \cdot 10^{-2}$, т.е. увеличилась примерно в 2,1 раза. Деформация до времени $t_6 = 1$ час во всех значениях гидростатического давления растет быстро и является упругой, так как при разгрузке восстанавливается почти полностью, это видно из рис.1, а. Зависимости объемной деформации от среднего нормального напряжения σ для различных моментов времени воздействия загрузки от $t_1 = 30$ сек до $t_8 = 24$ часа показано на рис. 1, б.

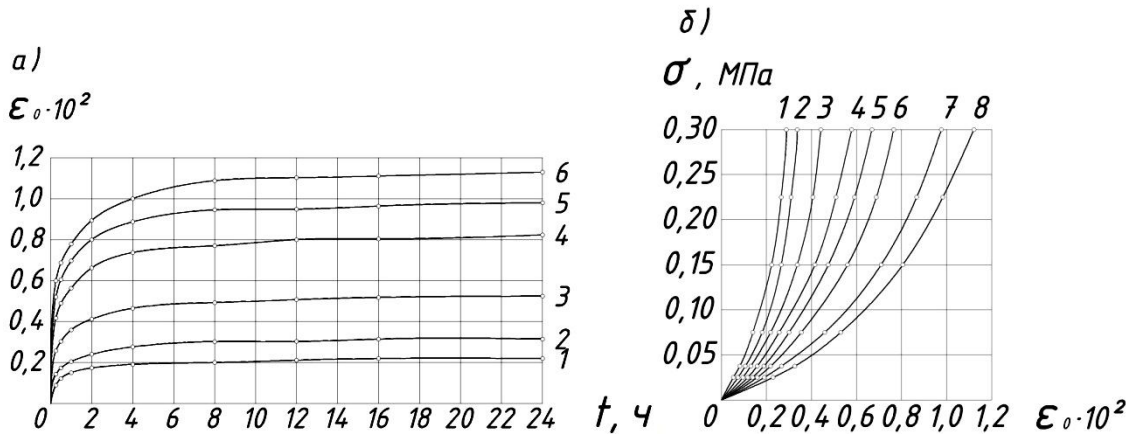


Рис. 1. Объемные деформации лессовидных суглинков при гидростатическом сжатии: а – кривые ползучести объемных деформаций при различных значениях среднего нормального напряжения: 1- $\sigma = 0,05$ МПа; 2- $\sigma = 0,10$ МПа; 3- $\sigma = 0,15$ МПа; 4- $\sigma = 0,20$ МПа; 5- $\sigma = 0,25$ МПа; 6- $\sigma = 0,30$ МПа; 1- $t_1 = 30$ сек.; 2- $t_2 = 1$ мин.; 3- $t_3 = 5$ мин.; 4- $t_4 = 20$ мин.; 5- $t_5 = 40$ мин; 6- $t_6 = 1$ ч.; 7- $t_7 = 10$ ч.; 8- $t_8 = 24$ ч.; б – зависимость объемной деформации от среднего нормального напряжения для различных моментов времени воздействия нагрузки

Опыты второй серии предусматривали изучение влияния напряжений сдвига на объемную деформацию лессовидного суглинка природной влажности $W = 0,08$. Испытания проводились при различных соотношениях σ_z и $\sigma_x = \sigma_y$. Эти соотношения подбирали так, чтобы в опытах каждой серии величина среднего нормального напряжения сохранялась постоянной, а интенсивности абсолютной величины касательных напряжений $\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} |\sigma_x - \sigma_y|$ были различными для каждого из испытываемых образцов, но неизменными в процессе опыта. Испытания проводились при величине среднего нормального напряжения $\sigma_1 = 0,05$ МПа; $\sigma_4 = 0,20$ МПа; $\sigma_6 = 0,30$ МПа по 3 шт. образцов-близнецов. Для I-ой серии были испытаны всего 9 шт. образцов-близнецов и II-ой серии 12 шт., а именно при $t_1 = 30$ сек; $t_3 = 5$ мин; $t_6 = 1$ час и $t_8 = 24$ часа.

Результаты опытов при среднем нормальном напряжении $\sigma_4 = 0,20$ МПа показаны в виде кривых ползучести в координатах $\epsilon_z \approx t$, $\epsilon_x \approx t$ и $\epsilon_0 \approx t$ на рис.2, а, б и в., которые характеризуют процесс развития осевых ϵ_z , радиальных ϵ_x и объемных ϵ_0 деформаций образца во времени t .

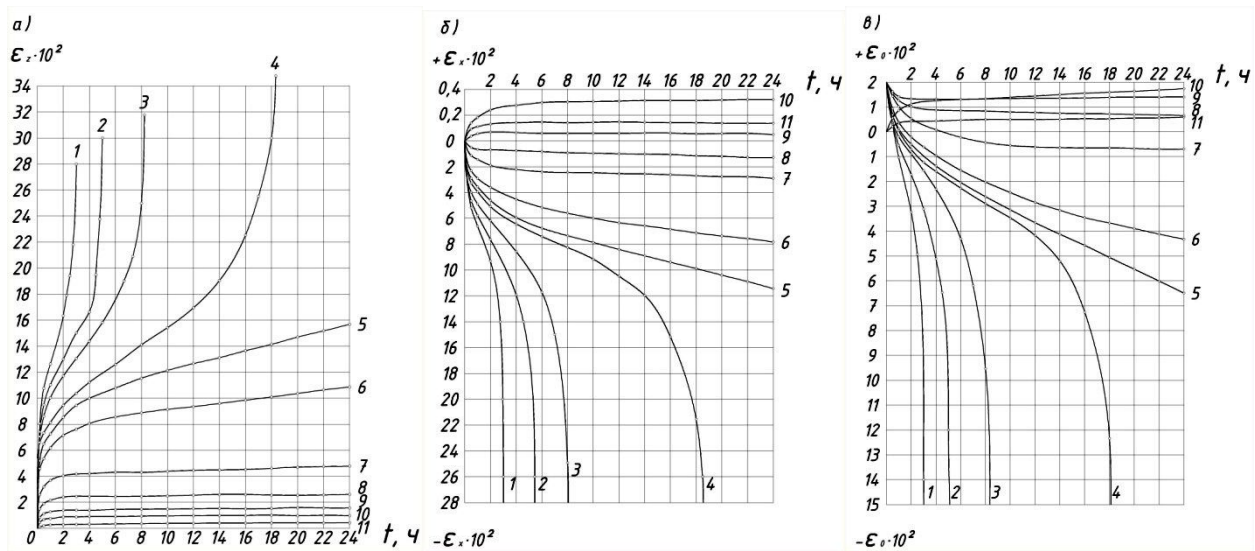


Рис. 2. Кривые ползучести осевых (а), радиальных (б) и объемных деформаций (в) лессовидных суглинков при различных значениях интенсивностей касательных напряжений сдвига. 1-0,26; 2-0,24; 3-0,22; 4-0,18; 5-0,16; 6-0,14; 7-0,12; 8-0,09; 9-0,06; 10-0,13; **11 – σ_1 МПа**

Из рисунка $\varepsilon_z \approx t$ (рис.2,а) видно, что в условиях трехосного сжатия при $\sigma_z > \sigma_x = \sigma_t$ процесс деформирования лессового суглинка во времени имеет три стадии ползучести: а) неустановившаяся ползучесть - характеризуемая нарастанием скорости деформирования, зависящей от величины касательных напряжений σ_t ; б) полу-установившаяся ползучесть. Здесь скорость деформирования начинает стабилизироваться. Радиальные деформации могут быть в виде сжатия (положительное) и расширения (отрицательное) значение. При малых величинах σ_t образцы сжимаются (происходит уплотнение), а при больших величинах σ_t происходит разрыхление (расширение); в) установившаяся ползучесть. Здесь скорость деформации стабилизируется.

На рис. 2, б, показаны кривые ползучести радиальных деформаций при различных значениях напряжений сдвига σ_t .

Как видно из рис. 2. б, при малых величинах σ_t (примерно, $\sigma_t = 0,03 \div 0,14$ МПа) происходит уплотнение, а после начинается разуплотнение, т.е. знаки деформации изменяются. Причем после 2÷4 времени деформация ползучести стабильно уменьшается.

На рис.2, в, показаны кривые объемной деформации ползучести во времени. Здесь объемные деформации определены по данным измерений осевых ε_z и радиальных ε_x деформаций и уточняли непосредственные измерения объемов образца в процессе опытов, которые были установлены в завернутом виде в полиэтиленовую пленку в виде цилиндрической формы с наружными размерами диаметром $d=100$ мм, высотой $h=200$ мм.

Из графика рис.2, в видно, что в начальный момент времени при всех значениях напряжений сдвига σ_t было зафиксировано значительное уменьшение

объемов образцов-близнецов. При малых значениях напряжений сдвига σ_i (кривые 6 и 7) происходит дальнейшее уменьшение образца. Кривые ползучести имеют затухающий характер. При больших значениях напряжений сдвига $\sigma_i = 0,26$ МПа и более уплотнение лессовидного суглинка наблюдается только в начальный момент времени $t=2$ часа, затем происходит увеличение его объема – тем в большей степени, чем больше σ_i тем и больше разрыхление.

На рис. 3, приведены зависимость объемной деформации ϵ_0 от интенсивности касательных напряжений сдвига σ_i для различных моментов времени воздействия нагрузки.

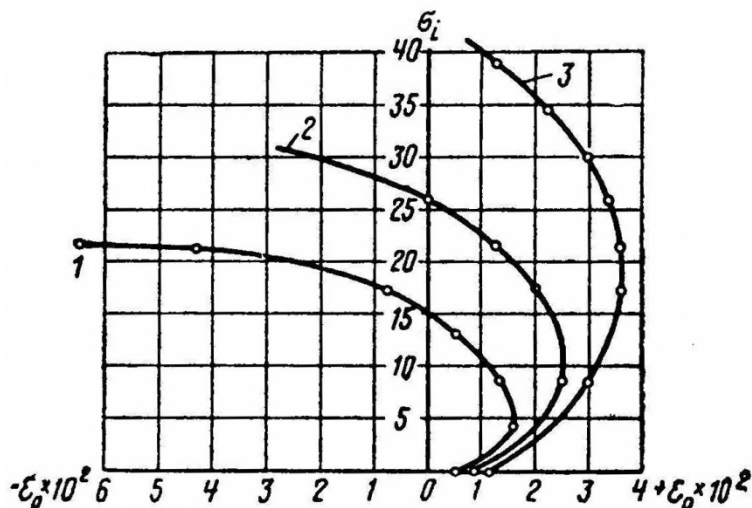


Рис. 3. Зависимость объемной деформации ϵ_0 от интенсивности касательных напряжений сдвига σ_i , при различных значениях среднего нормального напряжения σ : 1- $\sigma = 0,10$ МПа; 2- $\sigma = 0,20$ МПа; 3- $\sigma = 0,30$ МПа

Здесь дана измененная деформация ползучести для величины среднего нормального напряжения кривая. Из этого графика видно, что деформация, вызванная гидростатическим давлением, за время от 30 сек до 24 ч. Увеличилась от $\epsilon_0 = -0,26 \cdot 10^2$ до $-0,50 \cdot 10^2$, т.е. почти в 2 раза. Дополнительное уплотнение под воздействием напряжений сдвига при $\sigma_i = 0,15$ МПа в свою очередь увеличилось примерно в 2 раза, а разуплотнение по отношению к первоначальному объему за 24 ч. увеличилось более чем в 6 раз.

Выводы. Результаты опытов показывают существенное влияние напряжений сдвига на объемную ползучесть лессовидных суглинков при природной влажности. Причем это влияние в зависимости от величины напряжений сдвига σ_i проявляется как в виде уплотнения, так и разуплотнения.

Список литературы

1. Гельфандбейн А.М., Гелис Л.А. Методические рекомендации по проектированию оснований промышленных зданий, возводимых на просадочных грунтах. Харьков: Промстрой проект, – 1981, – 103с.

2. Клепиков С.Н., Вайнберг А.С. Методические рекомендации по расчету естественных и преобразованных массивов просадочных грунтов при замачивании. Изд. НИИСК Госстроя СССР, г. Киев, – 1983 – 75с.
3. Самедов А.М. О реологических моделях лессовых просадочных грунтов.//Вісник НТУУ"КПІ", серія „Гірництво”, вип. 3., Київ, –2003. –с. 39-44.
4. Самедов А.М. Расчет и проектирование оснований и фундаментов (учебник на азерб. яз.) Изд-во „Маариф”, г. Баку. – 1992. –494 с.
5. Самедов А.М., Білоус Н.Г. Про реологічні особливості лесового ґрунту II типу просадності.//Вісник НТУУ"КПІ", серія „Гірництво”, вип. 2., Київ, –2000р. –с. 7-11.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції 03.06.2013*

УДК 622.6-52

© А.В. Бакутін

БАГАТОКРИТЕРІАЛЬНА ОПТИМІЗАЦІЯ СИСТЕМ КЕРУВАННЯ ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНИМИ КОМПЛЕКСАМИ

Виконано обґрунтування використання багатокритеріальної оптимізації систем керування електромеханічними системами.

Выполнено обоснование использования многокритериальной оптимизации систем управления электромеханическими системами.

The ground is executed of the use of multicriterion optimization of the systems of management by the electromechanics systems

Вступ. Актуальною задачею побудови систем автоматичного керування електромеханічними комплексами є забезпечення якості роботи за декількома критеріями якості, що визначаються особливостями роботи виконавчого механізму, наприклад: точність відпрацювання завдання керування, швидкодія системи, простота реалізації тощо.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. На даний час теорія систем оптимального керування дозволяє визначити структуру та параметри регуляторів будь-якої складності для лінійних, лінеаризованих та нелінійних об'єктів керування [1, 2]. Проте оптимізація закону керування, параметрів регулятора, тощо виконується доволі часто лише за одним критерієм якості.

Мета роботи. Обґрунтування використання багатокритеріальної оптимізації систем керування електромеханічними системами.

Матеріали досліджень. Багатокритеріальне конструювання дозволяє за наперед заданими характеристиками об'єкта керування, характеристиками збурення та обмежень, що накладені на електромеханічну систему визначити структуру та оптимальні параметри пристрою керування. Важливою умовою використання цього підходу є наявність алгоритмів, які дозволяють побудувати сукупність адекватних математичних моделей регуляторів, а математичні моделі

накладених на систему обмежень повинні забезпечувати відбір керуючих пристроїв, що задовольняють технічному завданню.

Вирішення задачі вибору найкращого пристрою керування починається з етапу формування сукупності можливих регуляторів, з якої відбираються ті, що задовольняють накладеним критеріям якості та обмеженням. Далі виділяють парето-оптимальну сукупність, з якої на заключному етапі проектування знаходять остаточну структуру параметри керуючого пристрою для реалізації та подальшого аналізу.

Розглянемо алгоритм побудови сукупності можливих керуючих пристроїв з достатньою кількістю корегувальних ланок, яка співпадає з числом каналів керування. Контур керування має два канали, тому передатні функції керуючого пристрою за сигналом керування $A_1(s)$ та виходом $A_2(s)$ визначаються можливими комбінаціями двох корегувальних ланок: $W_1(s)$, $W_2(s)$, $W_1(s)W_2(s)$, $W_1(s)+W_2(s)$. Так для структури з корегувальними ланками в прямому колі та зворотному колах отримаємо систему керування з П регулятором у прямому каналі та ПД регулятором у каналі зворотного зв'язку, перехідні процеси за швидкістю в якій мають монотонний характер з відсутністю перерегулювання (рис. 1).

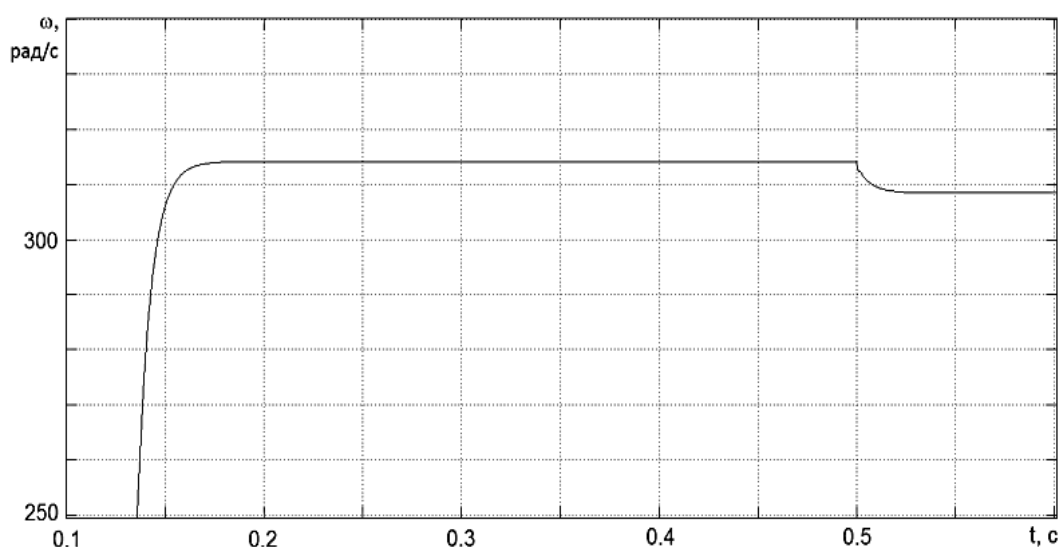


Рис. 1. Перехідні процеси САК швидкості

До керуючих пристроїв з недостатньою кількістю корегувальних ланок відносяться такі, що мають менше число ланок ніж каналів керування. Тоді передатні функції $A_1(s)$ та $A_2(s)$ визначаються наступними можливими комбінаціями: 1, $W_1(s)$, $1+W_1(s)$. При чому конфігурації, в яких $A_2(s)=1$ не наведені через те, що такі керуючі пристрої лише в частних випадках забезпечують стійкість системи.

Сукупність керуючих пристроїв з додатковими корегувальними ланками формується двома способами. Перший передбачає конструювання таких пристроїв на основі елементів сукупності з достатньою кількістю ланок шляхом перетворення однієї ланки на додаткову, в результаті чого утворюється пристрій з недостатньою кількістю корегувальних ланок. Другий спосіб базується на об'єднанні

структур з достатньою та недостатньою кількістю ланок. Він передбачає заміну корегувальної ланки з одним входом та виходом на структуру з двома входами та одним виходом. З сукупності можливих структур з додатковими ланками відбираються лише ті структури, на основі яких можливо реалізувати відповідні додаткові умови. Так, наприклад, САК швидкості з П регулятором є статичною, тому для введення астатизму додамо паралельно до П регулятора іздромну корегувальну ланку. В результаті система стає астатичною, але присутні значне перерегулювання та затягування перехідного процесу (рис. 2).

Після формування сукупності математичних моделей можливих керуючих пристроїв, проводиться оцінка їх якості та перевірка на відповідність накладеним обмеженням, що забезпечує визначення сукупності допустимих математичних моделей, які задовольняють технічному завданню, при чому критерії якості можуть виступати як обмеження.

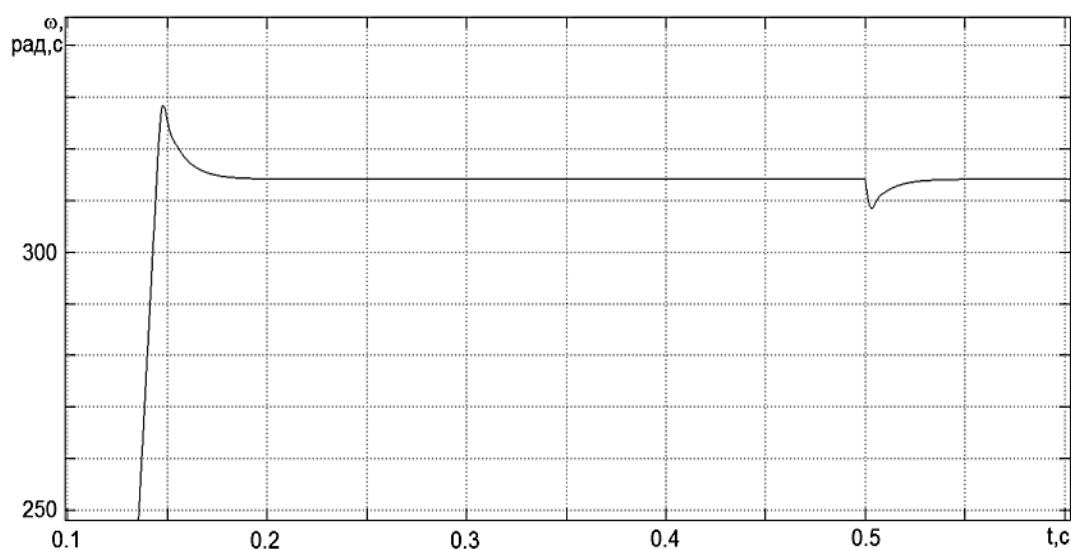


Рис. 2. Перехідні процеси САК швидкістю з додатковою корегувальною ланкою

Крім того на керуючі пристрої накладаються обмеження трьох типів – параметричні, функціональні та критеріальні. Параметричні обмеження фіксують допустимий діапазон значень, які може приймати той чи інший параметр пристрою. Критеріальні обмеження встановлюють рамки, за які значення критеріїв якості не повинні виходити. До функціональних обмежень належать стійкість, грубість, можливість реалізації, астатизм системи, а також недопустимість компенсації правих нулів та полюсів об'єкта керування. Обмеження на стійкість передбачає здатність системи при деякому відхиленні її параметрів зберігати свою стійкість. Під грубістю розуміється здатність системи зберігати свої властивості при незначних коливаннях її параметрів. Обмеження на реалізацію дає змогу відкидати ті моделі керуючих пристроїв, які неможливо реалізувати на практиці. Так, наприклад, для САК швидкістю з додатковою корегувальною ланкою маємо при зміні сталої часу кола статора $\pm 20\%$ незначну зміну перерегулювання швидкості (рис. 3), що засвідчує грубість системи та здатність зберігати стійкість за деякої зміни її параметрів.

Наступним кроком конструювання керуючого пристрою є визначення сукупності парето-оптимальних моделей. Оптимальною за Парето є сукупність моделей, за межами якої відсутні інші допустимі математичні моделі керуючих пристроїв, які були б за всіма показниками не гірші, а хоча б за одним кращі за відібрані.

Після визначення парето-оптимальної сукупності математичних моделей необхідно знайти остаточний варіант керуючого пристрою шляхом порівняльної оцінки відібраних елементів. Аналіз може виконуватись на основі загального критерію якості, що утворюється на основі частних, з урахуванням вагомості того чи іншого критерію, або на основі показника близькості елементів парето-оптимальної сукупності до ідеального керуючого пристрою, що визначається розробником.

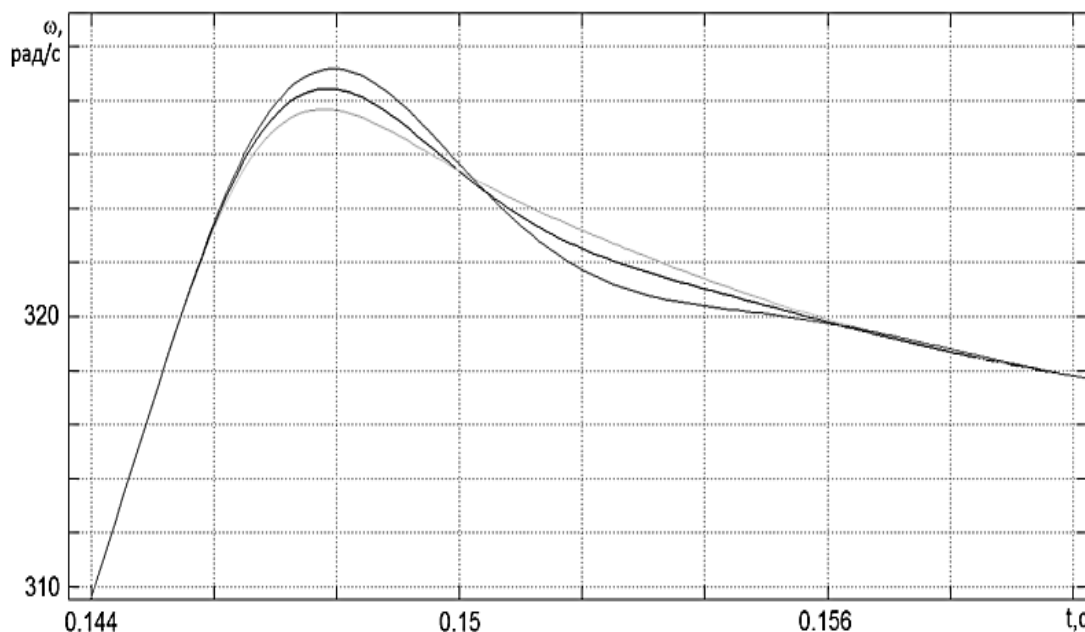


Рис. 3. Перехідні процеси за відхилення сталої часу кола статора $\pm 20\%$

Висновки. Таким чином багатокритеріальне конструювання дозволяє отримати широке розмаїття керуючих пристроїв з різними конфігураціями структури, ступенем складності та характеристиками для вибору найбільш оптимального рішення, що задовольняє сукупності висунутих до системи керування технологічних вимог та забезпечує необхідні динамічні та статичні показники якості роботи об'єкта керування.

Список літератури

1. Садовой А.В., Сухинин Б.В., Сохина Ю.В. Системы оптимального управления прецизионными электроприводами. - К.: ИСИМО, 1996. – 298с.;
2. Зотов М.Г. Многокритериальное конструирование систем автоматического управления – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2004. – 375 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мещеряковим Л.І.
Надійшла до редакції 13.05.2013*

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫЙ СПОСОБ АВТОМАТИЗАЦИИ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ДОБЫЧНЫХ КОМБАЙНОВ НА ТОНКИХ ПЛАСТАХ

В статье рассмотрен актуальный вопрос снижения удельных энергозатрат на добычу угля за счет разработки на основе критерия заштыбовки шнека нового принципа автоматического управления добычными комбайнами. В ходе исследований определены условия наступления заштыбовки шнека для автоматической системы и параметры алгоритма автоматического управления добычным комбайном с позиции снижения удельных энергозатрат на добычу угля.

В статті розглянуте актуальне питання зниження питомих енерговитрат на видобування вугілля за рахунок розробки на основі критерію заштибовки шнека нового принципу автоматичного керування видобувними комбайнами. В ході досліджень визначені умови настання заштибовки шнека для автоматичної системи та параметри алгоритму автоматичного керування видобувним комбайном з позиції зниження питомих енерговитрат на видобування вугілля.

The paper deals with the topical problem of reducing energy consumption in coal mining by developing a new principle of cutter-loader automatic control on the basis of auger gumming criterion. The research resulted in defining conditions of auger gumming beginning for automatic system and algorithm parameters for the automatic control of the cutter-loader in terms of energy consumption reduction.

Вступление. Промышленные запасы угля в Украине распределены следующим образом: 83,2% всего запаса сосредоточено в тонких пологонаклонных пластах (до 1,2 м), из которых 88,4% (965) наиболее приспособлены к комбайновой выемке угля. Поэтому в институте «Донгипроуглемаш» (г. Донецк) с целью создания высокоэффективных добычных комбайнов для условий работы в ограниченном пространстве была разработана серия комбайнов УКД. Комбайны серии УКД предназначены для выемки угольных пологонаклонных пластов мощностью 0,8 – 1,3 м и имеют повышенную энерговооруженность. Например, добычной комбайн УКД300 снабжен двумя индивидуальными электродвигателями для каждого привода резания мощностью по 150 кВт и двумя индивидуальными электродвигателями для каждого привода подачи мощностью по 30 кВт.

Чтобы предотвратить присечку пород массива, в комбайнах серии УКД уменьшен диаметр шнекового исполнительного органа. Поскольку на исполнительный орган действуют значительные нагрузки, уменьшение диаметра ступицы шнека не допускается. Поэтому была уменьшена высота лопасти шнека, что существенно снизило его погрузочную способность. Как показали испытания комбайна УКД300, вследствие этого затраты электроэнергии на процесс транспортирования и погрузки угля шнеком при автоматическом управлении комбайном стали соизмеримы с затратами электроэнергии на более энергоемкий процесс резания угля резцами.

Формулирование цели и задач исследования. Известный алгоритм автоматического управления скоростью подачи был разработан с учетом конструктивных особенностей комбайнов, которые работают на пластах мощностью от 1,3 м. Поэтому авторы поставили цель исследовать энергетическую эффективность применяемого на добычных комбайнах алгоритма автоматического

управления скоростью подачи в условиях тонких пластов и на основе рабочих статических характеристик комбайна обосновать энергоэффективный режим работы с позиции удельных энергозатрат на резание, транспортирование и погрузку угля исполнительным органом.

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

Сегодня алгоритм автоматического управления скоростью подачи добычных комбайнов следующий:

- поддержание заданного значения скорости подачи, если средний уровень мощности наиболее нагруженного электродвигателя приводов резания не превышает своего устойчивого значения;

- стабилизация на заданном уровне среднего значения мощности наиболее нагруженного электродвигателя приводов резания путем соответствующего регулирования скорости подачи комбайна.

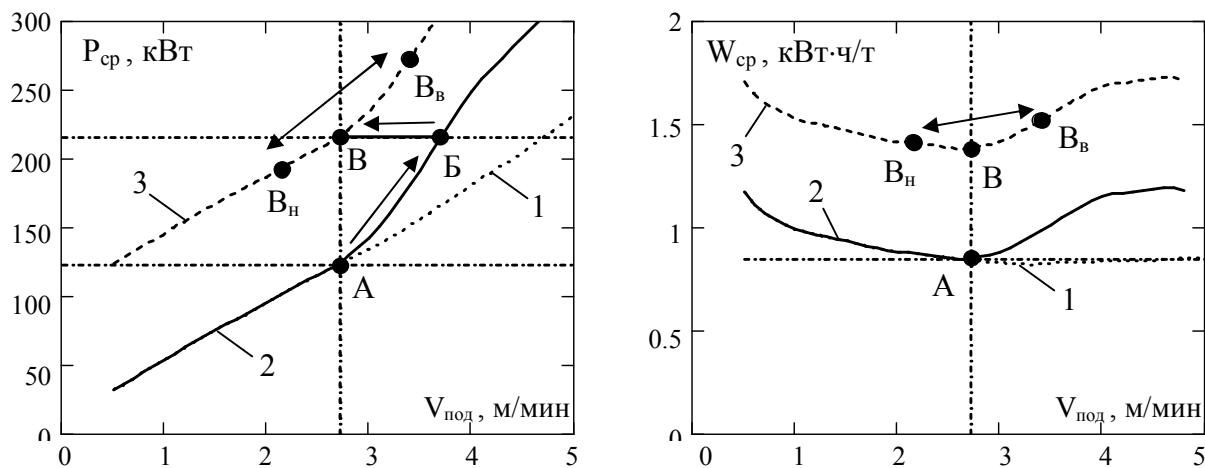


Рис. 1. Рабочие статические характеристики добычного комбайна УКД300: 1 – без заштыбовки шнека; 2 – с заштыбовкой шнека; 3 – при работе комбайна с постоянным средним объемом циркулирующего угля

С помощью имитационного моделирования получены статические рабочие характеристики комбайна УКД300, изображенные на рис.1. В каждый момент времени на плоскости, в которой строятся статические рабочие характеристики, существует только одна точка (точка режима работы), которая соответствует режиму работы комбайна именно в этот момент времени. В процессе ра-

боты добычного комбайна точка режима работы меняет свое положение. Рассмотрим положения точки режима работы добычного комбайна УКД300 на рис.1 при автоматическом управлении скоростью подачи комбайна согласно существующему алгоритму.

Согласно режиму стабилизации мощности электродвигателя привода резания, система автоматического управления (САУ) увеличивает скорость подачи до момента превышения фактической мощностью электродвигателя привода резания устойчивого значения (точка Б на рис.1). САУ добычным комбайном будет продолжать увеличение скорости подачи несмотря на заштыбовку шнека, которая началась при превышении погрузочной способности исполнительного органа (точка А на рис.1). Когда фактическая мощность электродвигателя привода резания становится больше своего устойчивого значения, САУ добычным комбайном начинает снижать скорость подачи, пока давление циркулирующего угля на поверхности шнека не компенсируется запасом мощности электродвигателя привода резания при работе комбайна на грани заштыбовки шнека (В–А на рис.1). При дальнейшей работе САУ добычным комбайном стабилизирует мощность, потребляемую электродвигателем привода резания, между точками В_н и В_в на кривой 3 (рис.1). При этом в рабочем пространстве шнека наблюдается циркулирующий уголь, который занимает в среднем 64 % рабочего объема шнека.

Таким образом, работа добычного комбайна при автоматическом управлении скоростью подачи согласно существующему алгоритму происходит с максимальным использованием мощности электродвигателя привода резания, но с существенно завышенными удельными энергозатратами на добычу угля. Это объясняется тем, что часть мощности электродвигателя привода резания (В–А на рис.1 – 42% всей мощности) тратится на бесполезную работу – преодоление давления и сил трения циркулирующего угля о поверхности шнека.

С учетом доказанной энергетической неэффективности существующего алгоритма автоматического управления скоростью подачи комбайна на тонких пластах предлагается способ снижения удельных энергозатрат на добычу угля за счет разработки на основе критерия заштыбовки шнека нового принципа автоматического управления угольными комбайнами.

В качестве критерия заштыбовки шнека рекомендовано использовать скользящее среднее отношение мгновенных значений мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, замеренных со смещением во времени, равным четверти периода оборота шнека [4]:

$$k_i = \frac{\sum_{x=i-T_{уср}}^i \begin{cases} \frac{P_{x-0,25 \cdot T_{пер}}}{P_x}, & \text{если } \left\lfloor \frac{x}{0,25 \cdot T_{пер}} \right\rfloor - (2 \cdot n + 1); \\ \frac{P_x}{P_{x-0,25 \cdot T_{пер}}}, & \text{если } \left\lfloor \frac{x}{0,25 \cdot T_{пер}} \right\rfloor - (2 \cdot n) \end{cases}}{T_{уср}},$$

где $T_{уср}$ – количество мгновенных значений мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, которое используется для скользящего усреднения; $T_{пер}$ – количество мгновенных значений мощности, замеренных в течение периода оборота шнека; $2 \cdot n$ – четное число; i – номер текущего мгновенного значения численного критерия $k_{зашт.и}$; P_x – мгновенное значение мощности электродвигателя привода резания при усреднении, кВт; $P_{x-0,25 \cdot T_{пер}}$ – мгновенное значение мощности, смещенное во времени относительно значения мощности P_x на четверть периода оборота шнека, кВт.

Предложенная статистическая оценка мощности позволяет фиксировать заштыбовку шнека, поскольку при начале заштыбовки на определенных угловых интервалах оборота шнека появляется погрузка и транспортирование угля с повышенным давлением массы угля на лопасти (зоны II и IV на рис.2). Появление погрузки и транспортирования угля с повышенным давлением массы угля на лопасти вызывает увеличение мощности, замеренной на этих угловых интервалах, в то время как на остальных интервалах периода оборота шнека мощность существенно не меняется.

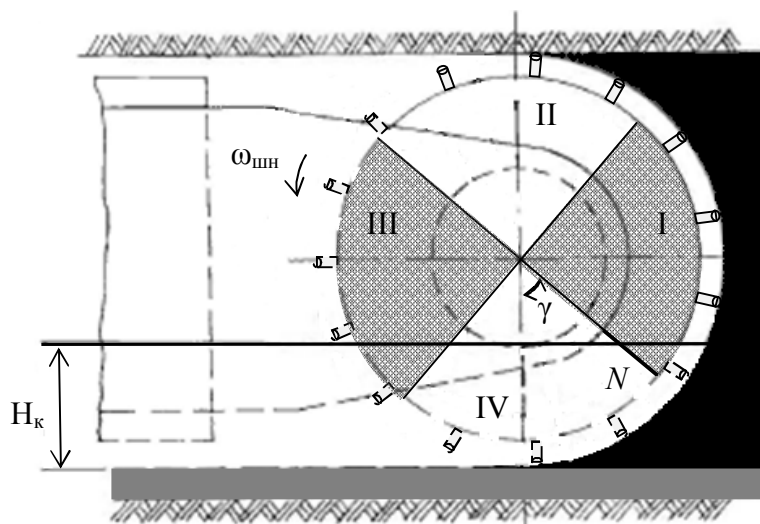


Рис. 2. Конструктивная схема шнека (вид со стороны разгрузочного торца); линия N показывает положение конечного участка лопасти

В процессе анализа изменения критерия заштыбовки шнека во времени при различных режимах резания и погрузки угля исполнительным органом установлены следующие закономерности:

- критерий заштыбовки шнека изменяется во времени случайным образом вокруг своего среднего значения в диапазоне с шириной $\pm 10\%$ от среднего значения, если объем циркулирующего угля меньше 33% рабочего объема шнека, и выходит из данного диапазона, если объем циркулирующего угля становится больше 33% рабочего объема шнека;

- критерий заштыбовки шнека возвращается в указанный диапазон изменения значений либо при снижении объема циркулирующего угля ниже уровня 24% рабочего объема шнека, либо при превышении объема циркулирующего угля уровня 43% рабочего объема шнека;

- величина отклонения критерия заштыбовки шнека от среднего значения при начале процесса заштыбовки исполнительного органа обратно пропорционально зависит от прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека. Для обеспечения высокой вероятности фиксирования заштыбовки с помощью предложенного критерия необходимо прирост циркулирующего угля за оборот шнека на время анализа критерия установить равным 2,2 % рабочего объема шнека;

- критерий заштыбовки шнека после возвращения в указанный диапазон изменения значений станет меньше своего среднего значения при объеме циркулирующего угля, равном 10–14 % рабочего объема шнека. Данную закономерность можно использовать для определения момента, когда циркулирующий уголь практически удален из рабочего пространства шнека.

Полученные результаты исследования закономерностей изменения во времени критерия заштыбовки шнека легли в основу алгоритма автоматического управления добычными комбайнами на тонких пластах с позиции снижения удельных энергозатрат на добычу угля. Согласно данному алгоритму, можно выделить два режима работы системы автоматического управления добычным комбайном – режим поиска критической по заштыбовке скорости подачи (точка А на рис.1) и режим ее отслеживания. В режиме поиска критической по заштыбовке скорости подачи система автоматического управления добычным комбайном дискретно увеличивает скорость подачи с шагом по уровню, который определяется максимальным допустимым значением прироста объема циркулирующего угля за оборот шнека (2,2 % рабочего объема шнека), и шагом по времени, который определяется необходимым временем анализа критерия заштыбовки. В режиме отслеживания критической по заштыбовке скорости подачи автоматическая система периодически переводит добычный комбайн в режим работы с заштыбовкой шнека и проверяет установленное критическое по заштыбовке значение скорости подачи для того, чтобы обеспечить работу добычного комбайна с максимальной погрузочной производительностью шнека.

Из результатов моделирования работы САУ скоростью подачи добычного комбайна по предложенному алгоритму (рис. 3,а) видно, что скорость подачи изменяется ступенчато с незначительными отклонениями от среднего значения, которое соответствует максимальной погрузочной способности шнека. Объем циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека (рис. 3,б) начинает увеличиваться при увеличении скорости подачи, и уменьшается при снижении скорости подачи комбайна. Его максимальное значение изменяется в диапазоне 31–35 % рабочего объема шнека, а минимальное – 10–14 % рабочего объема шнека. Среднее значение объема циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека составило 22,5 % рабочего объема шнека, что в 2,9 раз меньше, чем при существующем алгоритме автоматического управления скоростью подачи комбайна.

Благодаря снижению среднего объема циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека в 2,9 раза, значительно уменьшились границы диапазона, в котором изменяется мощность, потребляемая электродвигателем привода резания (рис.3,в). При автоматическом управлении комбайном по предложенному

алгоритму мощность изменяется случайным образом в пределах от 100 до 190 кВт со средним значением 140 кВт.

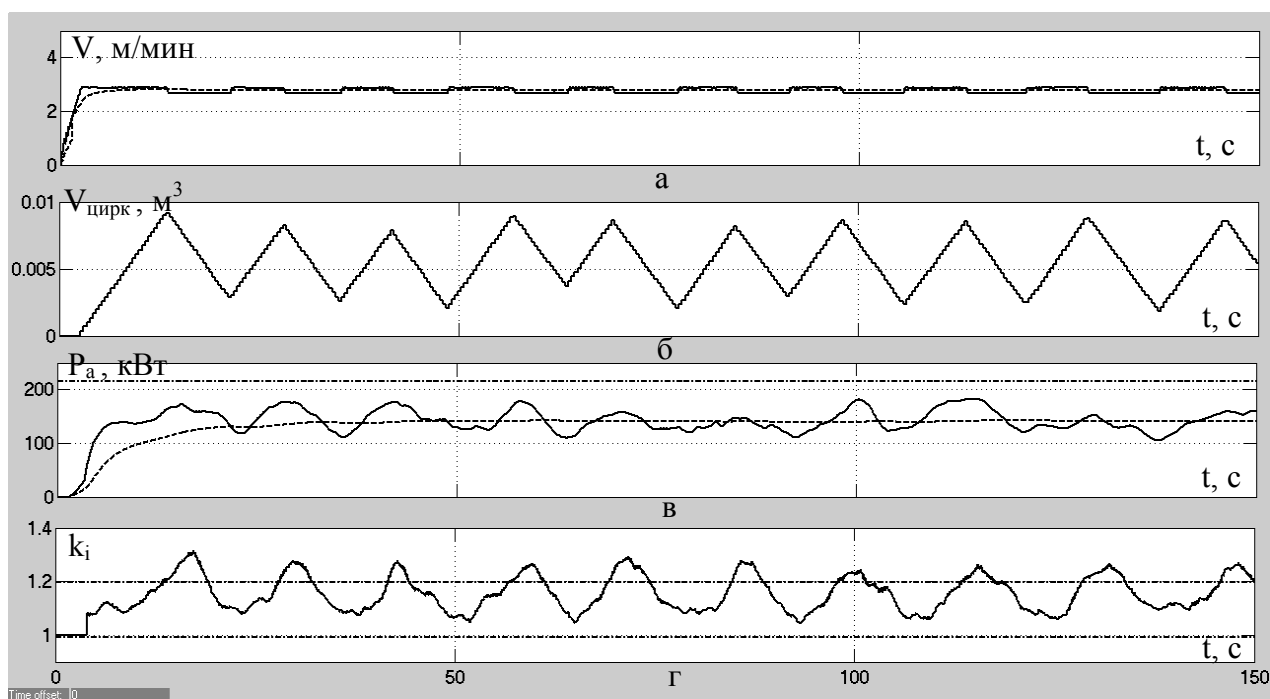


Рис. 3. Изменение во времени скорости подачи (а), объема циркулирующего угля (б), мощности, потребляемой электродвигателем привода резания, (в) и критерия заштыбовки шнека (г) при автоматическом управлении добычным комбайном УКД300 по предложенному алгоритму

При существующем алгоритме автоматического управления скоростью подачи комбайна мощность, потребляемая электродвигателем привода резания, стабилизируется на уровне 214 кВт. Производительность комбайна в обоих случаях одинаковая и соответствует погрузочной способности шнека. Таким образом, переход на тонких пластах от существующего алгоритма автоматического управления скоростью подачи комбайна к предложенному алгоритму позволит снизить удельные энергозатраты на добычу угля на 58 % (на 0,413 кВт·ч/т для комбайна УКД300).

Выводы.

1. Существующий алгоритм автоматического управления скоростью подачи комбайна на тонких пластах является энергетически неэффективным из-за постоянного присутствия в рабочем пространстве шнека циркулирующего угля, который занимает в среднем 64 % рабочего объема шнека. Около 42% мощности электродвигателя привода резания (92 кВт для комбайна УКД300) тратится на преодоление силы трения угля о поверхность лопастей.

2. Уменьшение удельных энергозатрат на добычу угля возможно путем разработки способа фиксирования начала заштыбовки автоматической системой на основе статистического анализа мощности, потребляемой электродвигателем привода резания. В качестве критерия заштыбовки шнека рекомендовано использовать скользящее среднее отношение мгновенных значений мощности,

потребляемой электродвигателем привода резания, замеренных со смещением во времени. Критерий заштыбовки шнека изменяется во времени случайным образом вокруг среднего значения в диапазоне с шириной $\pm 10\%$ от среднего значения, если объем циркулирующего угля меньше 33 % рабочего объема шнека, и выходит из данного диапазона, если объем циркулирующего угля становится больше 33 % рабочего объема шнека.

3. Как показали результаты моделирования работы САУ добычным комбайном, переход от существующего алгоритма автоматического управления скоростью подачи комбайна к предложенному алгоритму за счет значительного снижения объема циркулирующего угля в рабочем пространстве шнека позволяет уменьшить удельные энергозатраты на добычу угля на 58% (на 0,413 кВт·ч/т для комбайна УКД300). Таким образом, предлагаемый алгоритм автоматического управления скоростью подачи комбайна на тонких пластах является энергетически эффективнее.

Список литературы

1. Позин Е. З. Разрушение углей выемочными машинами / Е. З. Позин, В. З. Меламед, В. В. Тон. — М. : Недра, 1984. — 288 с.
2. Стариков Б. Я. Асинхронный электропривод очистных комбайнов / Б. Я. Стариков, В. Л. Азарх, З. М. Рабинович. — М. : Недра, 1981. — 288 с.
3. Докукин А. В. Статистическая динамика горных машин / А. В. Докукин, Ю. Д. Красников, З. Я. Хургин. — М. : Машиностроение, 1978. — 239 с.
4. Стадник Н. И. Алгоритм энергосберегающего управления добычным комбайном / В. В. Ткачев, Н. И. Стадник, А. В. Бубликов // Научный вестник НГУ. — Днепропетровск, 2009. — № 2. — С. 82—89.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 27.04.2013*

УДК 681.5.015: 62-52

© А.В. Герасина

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫЕ ПРОГНОЗИРУЮЩИЕ МОДЕЛИ ПРОЦЕССОВ КРУПНОГО ДРОБЛЕНИЯ И САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД

Проанализированы технологические процессы крупного дробления и самоизмельчения руд как объекты управления. Разработаны их интеллектуальные прогнозирующие модели, которые имеют оптимальную структуру и параметров для текущего режима работы, что позволяет снизить ошибки моделей и повысить качество управления данными процессами.

Проаналізовано технологічні процеси крупного дроблення і самоздрібнювання руд як об'єкти керування. Розроблено їх інтелектуальні прогнозуючі моделі, які мають оптимальну структуру та параметри для поточного режиму роботи, що дозволяє знизити похибки моделей та підвищити якість керування цими процесами.

Technological processes for coarse crushing and autogenous grinding as controlled objects are analyzed. It was developed its intelligent predictive models, which have optimal structure and pa-

rameters for current operating mode that allowed to lower models error and the improving in this process control.

Введение. Процессы крупнокускового дробления (ККД) и мокрого самоизмельчения (МСИ) руд имеют различные режимы работы. Создание эффективных систем управления данными процессами предусматривает их идентификацию как на стадии проектирования, так и в процессе функционирования.

Постановка задачи. На горно-обогатительных комбинатах (ГОК) процесс ККД осуществляется, обычно, в конусных дробилках (КД) ККД-1500, а процесс МСИ – в барабанных мельницах мокрого самоизмельчения (ММС) ММС 70x23 или ММС 90x30.

Процесс ККД находится в начале технологической линии дробления, а процесс МСИ – в начале технологической линии переработки и обогащения руды. При этом актуальным является повышение качества управления этими процессами, для уменьшения дисперсии технологических параметров, что приводит к улучшению качества продуктов обогащения.

Наиболее эффективными для управления данными процессами являются адаптивные системы, стратегия управления которых основана на включении математической модели в контур управления и прогнозе в режиме реального времени результатов процесса. Для реализации адаптивных систем управления необходимо наличие динамических моделей управляемых процессов, для получения которых используются процедуры их идентификации.

В качестве методов идентификации сложных процессов большое развитие получили методы систем искусственного интеллекта: нейронные сети (НС), системы с нечеткой логикой, которые являются универсальными эффективными аппроксиматорами.

Цель статьи. Разработка интеллектуальных прогнозирующих моделей процессов ККД и МСИ руд.

Процессы крупного дробления и самоизмельчения руд как объекты управления. Для процесса крупного дробления в КД выходными переменными являются гранулометрический состав дробленого продукта $\Gamma_{вых}$, производительность процесса $Q_{др}$ и потребляемая мощность $P_{др}$ (рис. 1, а). Управляющими воздействиями являются производительность рудного питания (подача) $Q_{вх}$ и размер разгрузочной щели дробилки g . К возмущениям относят гранулометрический состав входной руды $\Gamma_{вх}$ и ее крепость ρ , состояние футеровок ξ и т.п. [1-3].

Основными выходными переменными процесса самоизмельчения в ММС являются содержание готового класса крупности в выходном продукте Γ_m , производительность по готовому классу $Q_{гот}$, потребляемая мощность P_m и степень внутримельничного заполнения φ (рис. 1, б). Его управляющими воздействиями являются производительность по входной руде Q_p и расходы воды B_m . К возмущениям относят гранулометрический состав входной руды Γ_p ,

ее физико-механические и вещественные свойства q , пески Π , состояние футеровок и лифтеров ξ и др. [1–3].

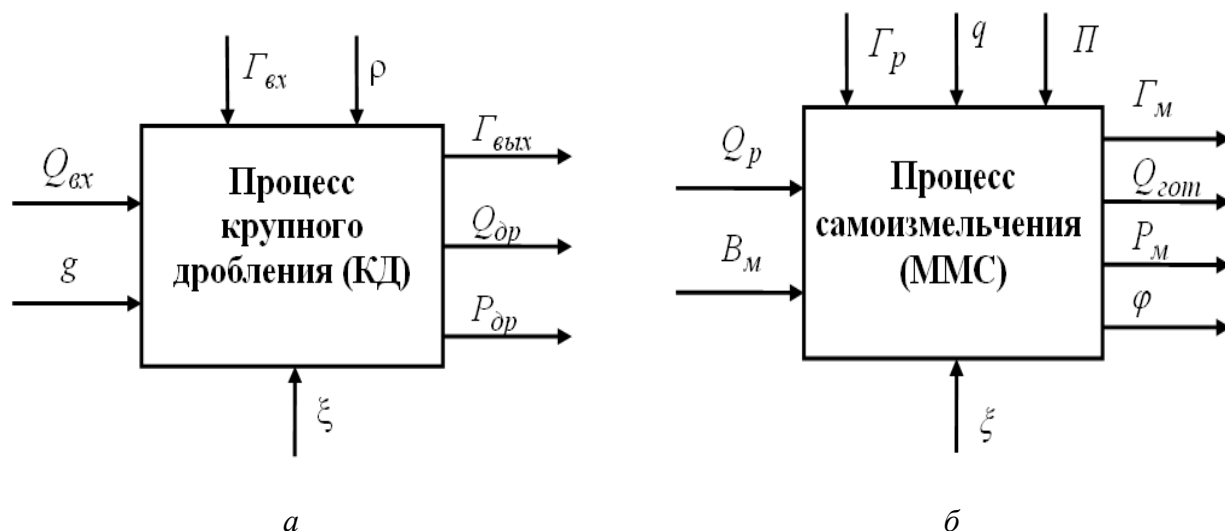


Рис. 1. Процессы крупного дробления в КД (а) и самоизмельчения в ММС (б) как объекты управления

Наиболее трудоемким и важным в оптимизации процессов ККД и МСИ является выбор критерия оптимальности (цели управления) и математической модели технологического процесса. Так как данные процессы относят к подготовительным, то для их управления используют технологические критерии.

Управление процессом ККД осуществляют по заданному $\Gamma_{вых}^{зад}$ гранулометрическому составу продукта дробления [3]:

$$\left\| \Gamma_{вых} - \Gamma_{вых}^{зад} \right\| \rightarrow \min \quad (1)$$

при ограничениях на допустимые мощность $P_{др} \leq P_{дрmax}$ и производительность $Q_{др} \geq Q_{дрmin}$. При этом, заданный гранулометрический состав $\Gamma_{вых}^{зад}$ отвечает максимальной производительности по входной руде следующего в технологической линии процесса измельчения.

Для технологического процесса МСИ управление, например, могут осуществлять с целью максимизации производительности по готовому классу:

$$Q_{гот} \rightarrow \max \quad (2)$$

при ограничениях на допустимую мощность $P_m \leq P_{mmax}$. Эта цель управления отвечает минимизации эксплуатационных затрат технологической линии обогащения [3].

Целями управления процессом МСИ также могут быть:

- обеспечение требуемого качества (гранулометрического состава продукта измельчения) $\Gamma_M = \Gamma_M^{зад}$ при ограничениях на производительность цикла по входной руде $Q_p \geq Q_p^{дон}$;

- минимизация энергозатрат (отношения допустимой мощности к производительности по готовому классу) $P_M/Q_{гом} \rightarrow \min$ при ограничениях на гранулометрический состав продукта измельчения $\Gamma_M \leq \Gamma_M^{зад}$.

Интеллектуальные прогнозирующие модели процессов крупного дробления и самоизмельчения руд. Пусть прогнозирующая модель ОУ процесса ККД (рис. 1,а) имеет вид:

$$\hat{\Gamma}_{вых}[m+n] = \Phi_{\hat{\Gamma}}\{\Gamma_{вых}[m], g[m], \Gamma_{вх}[m], \rho[m], \xi[m], a_{\hat{\Gamma}}[m], m\}, \quad (3)$$

где m – текущий такт времени с соответствующими глубинами памяти; n – глубина прогноза.

В качестве критерия параметрической оптимизации использовался критерий регулярности вида, вычисляемый на проверочной выборке [4]:

$$C_{регККД} = \frac{\|\Gamma_{выхB}[m+n] - \hat{\Gamma}_{выхB}[m+n]\|}{\|\Gamma_{выхB}[m+n]\|}, \quad (4)$$

где $\Gamma_{выхB}[m+n]$ – гранулометрический состав продукта дробления, а $\hat{\Gamma}_{выхB}[m+n]$ – выходы моделей, которые обучены на выборке B .

В качестве критерия структурной оптимизации использовался комбинированный критерий вида [4]:

$$C_{комбККД} = \mu C_{регККД} + (1 - \mu) C_{смККД}, \quad (5)$$

где $C_{смККД}$ – критерий несмещенности, который для процесса ККД имеет вид:

$$C_{смККД} = \frac{\|\hat{\Gamma}_{выхA}[m+n] - \hat{\Gamma}_{выхB}[m+n]\|}{\|\Gamma_{вых}[m+n]\|}, \quad (6)$$

где $\hat{\Gamma}_{выхA}[m+n]$ – выходы моделей, которые обучены на выборке A . Вычисление критерия $C_{смККД}$ осуществляется на всей выборке N .

Для идентификации процессов ККД и МСИ руд предложен комплексный метод [5], который учитывает вариацию структур моделей в условиях изменения режимов работы управляемых процессов. Это обеспечивает выбор лучшей из них для текущего режима функционирования, и позволяет снизить ошибки интеллектуальных прогнозирующих моделей данных процессов.

В результате проведенных исследований [5] установлено, что в качестве структуры модели процесса ККД предпочтительной является структура Гаммерштейна-Винера.

Определение структурных характеристик и параметров модели данного процесса выполнялось в среде Matlab на основе экспериментальных реализаций значений технологических переменных процесса ККД, полученных в условиях Ингулецкого ГОКа.

Возмущениями процесса ККД являлась средневзвешенная крупность $d_{вх}$ и крепость входной руды ρ , управляющим воздействием g – ширина разгрузочной щели дробилки, а выходом процесса – содержание класса +100 мм в дробленой руде Γ_{+100}^1 . Размер реализаций составлял $N = 58$.

В результате получена интеллектуальная прогнозирующая модель процесса ККД оптимальных структуры и параметров в смысле критериев (4) и (5).

Результат параметрической оптимизации модели процесса ККД приведен на рис. 2,а. При этом значение критерия (4) составило 0,0311, что меньше ошибки модели процесса ККД, полученной с помощью известного метода идентификации [6].

Прогнозирующая модель ОУ процесса МСИ (рис. 1,б) имеет вид:

$$\hat{Q}_{2om}[m+n] = \Phi_{\hat{Q}}\{Q_{2om}[m], \rho_k[m], \varphi[m], \Delta_m[m], \Gamma_p[m], q[m], \xi[m], a_Q[m], m\}, \quad (7)$$

где $\rho_k[m]$ – плотность слива классификатора; $\Delta_m[m]$ – отношение твердое/жидкое в мельнице; m – текущий такт времени с соответствующими глубинами памяти; n – глубина прогноза.

В качестве критерия параметрической оптимизации использовался критерий регулярности, вычисляемый на проверочной выборке [4]:

$$C_{регМСИ} = \frac{\|Q_{2omB}[m+n] - \hat{Q}_{2omB}[m+n]\|}{\|Q_{2omB}[m+n]\|}, \quad (8)$$

где $Q_{2omB}[m+n]$ – производительность по готовому классу, $\hat{Q}_{2omB}[m+n]$ – выходы моделей, которые обучены на выборке B .

В качестве критерия структурной оптимизации для процесса МСИ использовался комбинированный критерий вида [4]:

$$C_{комбМСИ} = \mu C_{регМСИ} + (1 - \mu) C_{смМСИ}, \quad (9)$$

где $C_{смМСИ}$ – критерий несмещенности, который имеет вид:

$$C_{смМСИ} = \frac{\|\hat{Q}_{2omA}[m+n] - \hat{Q}_{2omB}[m+n]\|}{\|Q_{2om}[m+n]\|}, \quad (10)$$

где $\hat{Q}_{2omA}[m+n]$ – выходы моделей, которые обучены на выборке A . Вычисление критерия $C_{смМСИ}$ осуществляется на всей выборке N .

В результате проведенных исследований [7] установлено, что в качестве структуры модели процесса МСИ предпочтительной является структура Гаммерштейна-Винера.

Для моделирования процесса МСИ в качестве входного сигнала использовался полигармонический корреляционный нормированный сигнал с гауссовским шумом амплитудой 10 % от уровня сигнала, а сам процесс МСИ моделировался ПИТ2 звеном. Размер реализаций составлял $N = 1024$.

В результате получена интеллектуальная прогнозирующая модель процесса МСИ оптимальной структуры и параметров в смысле критериев (8) и (9).

Результат параметрической оптимизации модели процесса МСИ приведен на рис. 2, б. При этом значение критерия (8) составило 0,0311, что меньше ошибки моделей процесса МСИ, полученной с помощью известного метода идентификации [6].

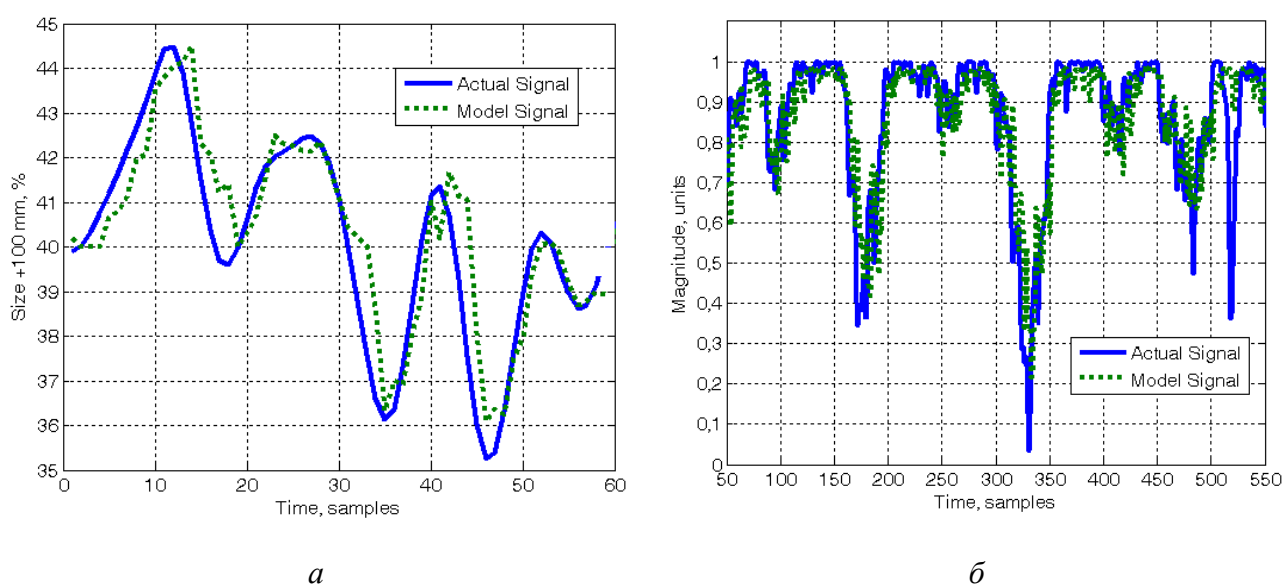


Рис. 2. Результаты параметрической оптимизации моделей процессов ККД (а) и МСИ (б)

Значения структурных характеристик полученных моделей приведены в таблице.

Развернутая информация о структуре НС моделей процессов ККД и МСИ представлена на рис. 3–5. При этом, на рис. 5 показаны структуры слоев Layer 1 и Layer 2 (слой Layer 1 – скрытый слой).

На рис. 3 использовались следующие обозначения: $x\{1\}$ – вход сети, $y\{1\}$ – выход сети, Neural Network – НС прямого распространения [8]. Блок Neural Network представляет собой НС, структура которой показана на рис. Ж.2.

На рис. 4 и 5 использовались следующие обозначения: $p\{1\}$ – вход 1 на слой 1 и 2; $a\{1\}$ и $a\{2\}$ – выход слоя 1 и 2; Delays 1, 2 – линии задержки для входов 1 и 2 соответственно; IW – матрица весов входов; LW – матрица весов связей слоев 1 и 2; b – вектор смещения для слоев 1 и 2; netsum – сумматор; logsig и purelin – функции активации слоев 1 и 2 [8].

Структурные характеристики моделей процессов ККД и МСИ

Мо- дель	Струк- тура модели	Глу- бина памя- ти по раз- ным входам	Глу- бина точно- го про- гноза	Базисная функция	Функция актива- ции вы- ходного слоя	Функция актива- ции скрытого слоя	Коли- чество нейро- нов в скры- том слое	Метод пара- метри- ческой оптими- зации
ККД	Гаммер- штейна- Винера	1–4	3	Каскадная НС пря- мого рас- простра- нения	Линейная	Логисти- ческая сигмои- дальная	28	Метод Флетче- ра-Ривса
МСИ	Гаммер- штейна- Винера	1–4	3	Каскадная НС пря- мого рас- простра- нения	Линейная	Логисти- ческая сигмои- дальная	58	Метод Биеле- Пауэлла

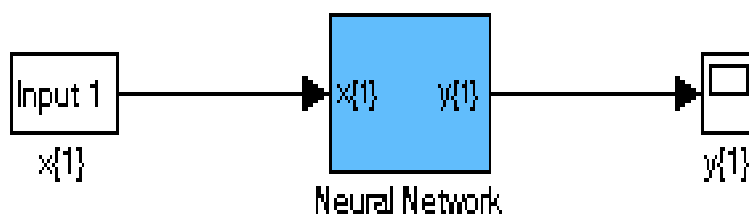


Рис. 3. Структура моделей процессов ККД и МСИ

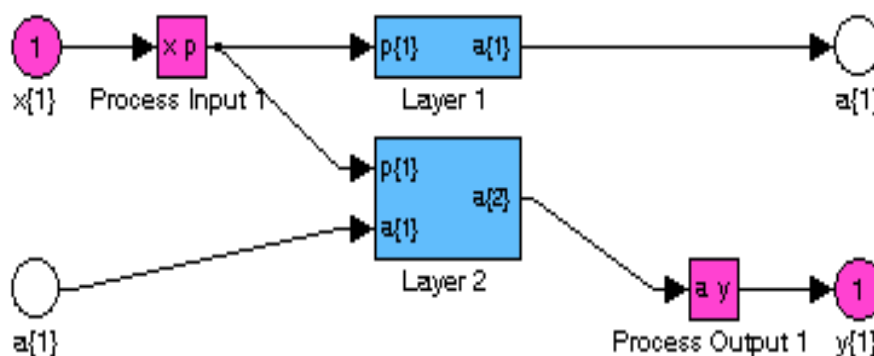


Рис. 4. Структуры НС моделей процессов ККД и МСИ

Параметрами НС моделей процессов ККД и МСИ являются матрицы весов IW и LW , вектор смещений b , а также задержки $Delays$.

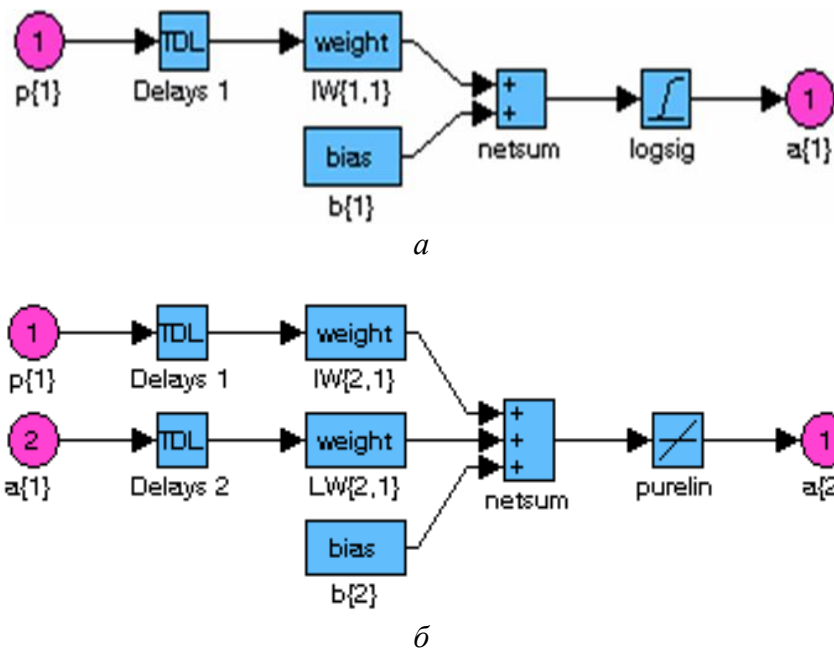


Рис. 5. Структура слоев Layer 1 (а) и Layer 2 (б) НС моделей процессов ККД и МСИ

Выводы. Впервые получены интеллектуальные прогнозирующие модели процессов ККД и МСИ руд, которые, имеют меньшую ошибку по сравнению с моделями, полученными с помощью известного метода идентификации.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на оценку эффективности управления процессами ККД и МСИ руд по разработанным моделям.

Список литературы

1. Марюта А.Н. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик / А.Н. Марюта, Ю.Г. Качан, В.А. Бунько. – М.: Недра, 1983. – 277 с.
2. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление / Алан Джеймс Линч. – М.: Недра, 1981. – 343 с.
3. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика / Под ред. О.С. Богданова, В.И. Ревнивцева. – М.: Недра, 1983. – 376 с.
4. Ивахненко А.Г. Долгосрочное прогнозирование и управление сложными системами / А.Г. Ивахненко. – К.: Техніка, 1975. – 312 с.
5. Герасина А.В. Комплексный метод идентификации нелинейных процессов крупного дробления и самоизмельчения руд / А.В. Герасина // Збірник наукових праць НГУ – 2011. – № 36, т. 1 – С. 150-157.
6. Кузнецов Г.В. Композиційна структурно-параметрична ідентифікація нелінійних динамічних об'єктів керування / Г.В. Кузнецов, В.І. Корнієнко, О.В. Герасіна // Наукові вісті НТУУ КПІ. – 2009. - № 5. – С.69-75. – ISSN 1810-0546.
7. Герасина А.В. Идентификация объектов управления в АСУТП рудоподготовки / А.В. Герасина, В.И. Корниенко // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2010. – № 10. – С. 102-106. – ISSN 2071-2227.
8. Круглов В.В. Нечеткая логика и искусственные нейронные сети / В.В. Круглов, М.И. Дли, Р.Ю. Голунов. – М.: Физматлит, 2001. – 224 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 18.05.2013*

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА КОНТРОЛЯ ПЛОТНОСТИ ФЛЮСА В БЛОКЕ ПЕННОГО ФЛЮСОВАНИЯ

Приведены результаты оптимизации процесса контроля плотности флюса в блоке пенного флюсования. Использована полумарковская модель однокомпонентной системы со скрытыми отказами и контролем для описания рассматриваемого блока. Приведен пример расчета оптимальных параметров контроля для конкретной производственной установки.

Наведено результати оптимізації процесу контролю щільності флюсу в блоці пінного флюсування. Використана напівмарковська модель однокомпонентної системи з контролем наявності прихованих відмов для аналізу блоку. Наведено приклад розрахунку оптимальних параметрів контролю для конкретної виробничої установки.

The results of the optimization of the control of density flux in unit foam fluxing are presented. Semi-Markov model single-component system with the control of hidden failures for the description of the block is used. The example of calculation of optimal control parameters for a particular production plant is presented.

подавляющее большинство печатных плат с металлизированными монтажными отверстиями монтируются посредством волновой пайки. Принцип метода состоит в том, что плата прямолинейно проводится через гребень волны припоя. Выделяются следующие технологические этапы процесса волновой пайки:

1. установка платы в технологическую рамку, выпрямляющую ее в плоскость и удерживающую ее в этом состоянии до остывания;
2. фиксация технологической рамки с платой на конвейере;
3. флюсование в блоке флюсования установки;
4. первая зона предварительного подогрева – сушка флюса;
5. вторая зона предварительного подогрева – подготовка платы к термоудару расплавленным припоем;
6. пайка волной припоя;
7. съем платы в технологической рамке с транспортера конвейера;
8. охлаждение платы в технологической рамке;
9. изъятие платы из технологической рамки;
10. отмывка остатков флюса.

Нанесение флюса в большинстве случаев осуществляется способом пенного флюсования [1]. Флюс вспенивается воздухом, нагнетаемым через капиллярный фильтр. При нанесении флюса пеной обеспечивает тонкий и равномерный слой флюса. Тонкая пленка флюса (3...4 мкм) достаточна для качественного флюсования, успевает высохнуть в зоне предварительного нагрева, а при последующей отмывке (если таковая требуется) меньше загрязняет моющие растворы.

Достоинства этого способа нанесения флюса — низкая стоимость оборудования и простота настройки процесса флюсования. К недостаткам этого метода можно отнести постоянный контакт флюса с воздухом (испарение растворителя, абсорбция влаги) и контакт флюса с поверхностью печатной платы (растворение во флюсе окислов и других загрязнений, смываемых с поверхности пла-

ты). Это приводит к изменению состава и плотности флюса и, как следствие, к ухудшению пайки.

Рекомендуется [2, 3] проводить регулярный контроль и коррекцию плотности флюса, используемого в блоке флюсования, для обеспечения устойчивого качества пайки. При этом рекомендации производителей оборудования и специалистов по поводу частоты проведения контроля варьируется в диапазоне от двух до восьми раз за смену. Проведение контроля требует определенных временных и экономических затрат, поэтому выбор времени между проведением контроля необходимо проводить с точки зрения его влияния на параметры надежности и эффективности системы.

Цели данной статьи – определить оптимальное время контроля плотности флюса с точки зрения параметров надежности или эффективности системы. Проводить производственный эксперимент для определения оптимального времени контроля является затратной и длительной процедурой. Поэтому принято решение промоделировать процесс контроля плотности флюса.

Для описания процесса выбрана полумарковская модель контроля наличия скрытых отказов в производственной системе [4]. В статье приводится описание полумарковской модели проведения контроля в производственной системе. Данная модель позволяет провести расчет параметров надежности и эффективности рассматриваемого процесса контроля флюса.

Процесс контроля плотности флюса в модельном представлении является однокомпонентной системой, в которой возможны скрытые отказы (изменение плотности флюса). Наличие скрытого отказа может выявлено только во время проведения контроля (измерение плотности флюса). На время проведения контроля процесс пайки останавливается. При обнаружении отказа происходит восстановление свойств системы (корректировка плотности флюса либо его полная замена).

Опишем процесс проведения контроля плотности флюса. В начале работы в емкость блока пенного флюсования заливается свежий флюс. Во время работы установки пайки волной, вследствие абсорбции влаги из атмосферы, испарения растворителя, загрязнения веществами с поверхности печатных плат, плотность флюса изменяется. При превышении плотности флюса определенного уровня – происходит ухудшение качества пайки изделий (наступает скрытый отказ). В процессе работы установки пайки волной возможно проведение контроля плотности флюса. Для проведения контроля пайка останавливается, оператор проверяет плотность флюса. В случае обнаружения скрытого отказа проводится корректировка плотности флюса (восстановление работоспособности).

Согласно [4] для рассматриваемой системы могут быть найдены параметры надежности и эффективности. Стационарный коэффициент готовности находится согласно следующему выражению:

$$K_g = \frac{M\alpha}{M\beta + (M\delta + M\gamma) \int_0^{\infty} H_r(t) f(t) dt}, \quad (1)$$

где случайная величина (СВ) α – время безотказной работы компонента с функцией распределения (ФР) $F(t)$ и плотностью распределения (ПР) $f(t)$; СВ δ – время между проведением контроля с ФР $R(t)$ и с ПР $r(t)$; СВ γ – длительность проведения контроля; СВ β – время восстановления компонента после обнару-

жения отказа; $\hat{H}_r(t) = 1 + H_r(t)$; $H_r(t) = \sum_{n=1}^{\infty} R^{*(n)}(t)$ – функция восстановления процесса восстановления, порожденного СВ δ ; $R^{*(n)}(t)$ – n -кратная свертка ФР $R(t)$.

Средняя удельная прибыль в единицу календарного времени определяется соотношением:

$$S = \frac{M\alpha(c_1 + c_4) - c_2M\beta - (c_3M\gamma + c_4M\delta) \int_0^{\infty} H_r(t)f(t)dt}{M\beta + (M\delta + M\gamma) \int_0^{\infty} H_r(t)f(t)dt}, \quad (2)$$

здесь c_1 – прибыль, получаемая в единицу времени исправного функционирования компонента; c_2 – затраты в единицу времени на восстановление системы; c_3 – затраты в единицу времени на проведение контроля; c_4 – потери в единицу времени работы системы со скрытым отказом.

Средние удельные затраты в единицу времени исправного функционирования находятся из выражения:

$$C = \frac{c_2M\beta - c_4M\alpha + (c_4M\delta + c_3M\gamma) \int_0^{\infty} H_r(t)f(t)dt}{M\alpha}. \quad (3)$$

В случае проведения календарного контроля, время между контролями предполагаются постоянными $\delta = \tau$, $R(t) = 1(t - \tau)$. С учетом вида законов распределения времен для системы, интеграл с функцией восстановления $H_r(t)$ примет вид:

$$\int_0^{\infty} H_r(t)f(t)dt = \sum_{n=0}^{\infty} \bar{F}(n\tau). \quad (4)$$

С учетом выражения (4) формулы (1)-(3) преобразуются к виду:

$$K_g = \frac{M\alpha}{M\beta + (\tau + M\gamma) \sum_{n=0}^{\infty} \bar{F}(n\tau)},$$

$$S = \frac{M\alpha(c_1 + c_4) - c_2M\beta - (c_3M\gamma + c_4\tau) \sum_{n=0}^{\infty} \bar{F}(n\tau)}{M\beta + (\tau + M\gamma) \sum_{n=0}^{\infty} \bar{F}(n\tau)}, \quad (5)$$

$$C = \frac{c_2 M\beta - c_4 M\alpha + (c_4 \tau + c_3 M\gamma) \sum_{n=0}^{\infty} \bar{F}(n\tau)}{M\alpha}.$$

Для использования формул (5) необходимо определить такие параметры рассматриваемой системы, как ФР СВ α и математические ожидания $M\beta$, $M\gamma$.

В рамках данной работы был поставлен и проведен производственный эксперимент по определению вышеперечисленных параметров. Эксперимент проводился на установке пайки двойной волной с блоком пенного флюсования ERSA ETS-250 [3]. Производитель оборудования рекомендует проводить измерение плотности флюса каждые два часа.

Объем емкости для флюса 1,5 литра. Использовался флюс GSP-2533/RX. Заявленная производителем плотность флюса составляет $0,794 \pm 0,003$ г/см³. В рамках эксперимента в начале смены емкость флюсователя заполнялась свежим флюсом, после чего начинался процесс пайки. В течение смены контролировался уровень флюса. В случае уменьшения начального уровня флюса в емкость доливался свежий флюс до наполнения емкости.

Во время технологических перерывов проводился контроль плотности флюса и его температуры. Измерение плотности проводилось с помощью ареометра с ценой деления $0,001$ г/см³, температура измерялась цифровым термометром с точностью 1°C . Температура измерялась для возможности перерасчета плотности к температуре 20°C . Плотность флюса после контроля не корректировалась, что позволило определить вид закона распределения времени наработки системы на скрытый отказ. Принято, что плотность флюса $0,805$ г/см³ является критической. Достижение данной плотности в системе эквивалентно моменту возникновения скрытого отказа.

Производственный эксперимент длился 36 календарных дней. За это время зафиксировано 21 скрытый отказ в системе блока флюсования. Т.к. контроль плотности проводился не непрерывно, время наступления отказа определялось по двум ближайшим значениям плотности (до отказа и после отказа) с использованием линейной аппроксимации. Для определенных таким образом времен наступления скрытого отказа в системе построена функция распределения. Наиболее близкой к полученной функции является функция распределения нормальной СВ. Сравнение экспериментально полученной функции с нормальной функцией распределения ($m=71$ мин, $\sigma=19$ мин) представлено на рисунке 1. Величина достоверности аппроксимации данных составляет 0,982.

Также в ходе эксперимента определено среднее время проведения контроля $M\gamma=7$ мин. Время восстановления системы составляет $M\beta=11$ мин (корректировка плотности флюса). Параметры эффективности системы следующие: $c_1 = 9$ у.е.; $c_2 = 2$ у.е.; $c_3 = 1$ у.е.; $c_4 = 2$ у.е.

В формулах (5) все параметры определены, за исключением времени между контролем флюса. Следовательно, можно провести поиск оптимального времени между контролем плотности флюса. В данном случае критерием оптимизации может выступить любой из параметров системы: $Kg(\tau)$, $S(\tau)$ либо $C(\tau)$.

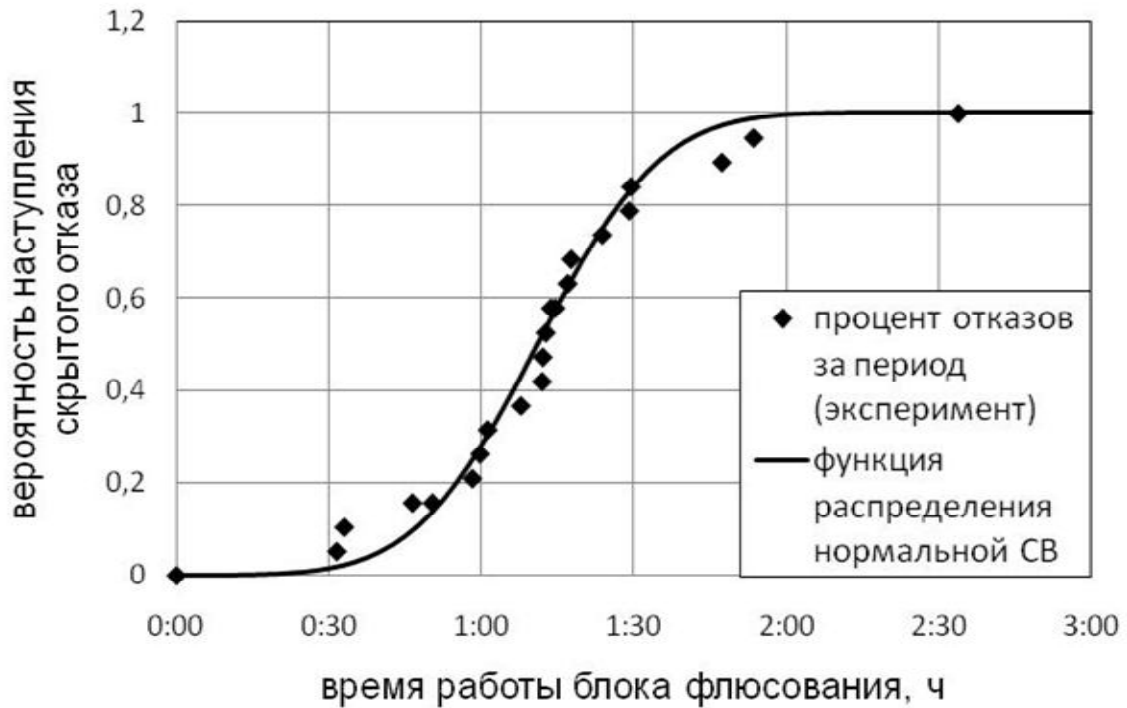


Рис. 1. Значение функции распределения дискретной СВ по результатам эксперимента (точки) и функция распределения нормального закона с параметрами $m=71$ мин, $\sigma=19$ мин

На рисунке 2 приведена зависимость коэффициента готовности от времени между проведением контроля плотности флюса.

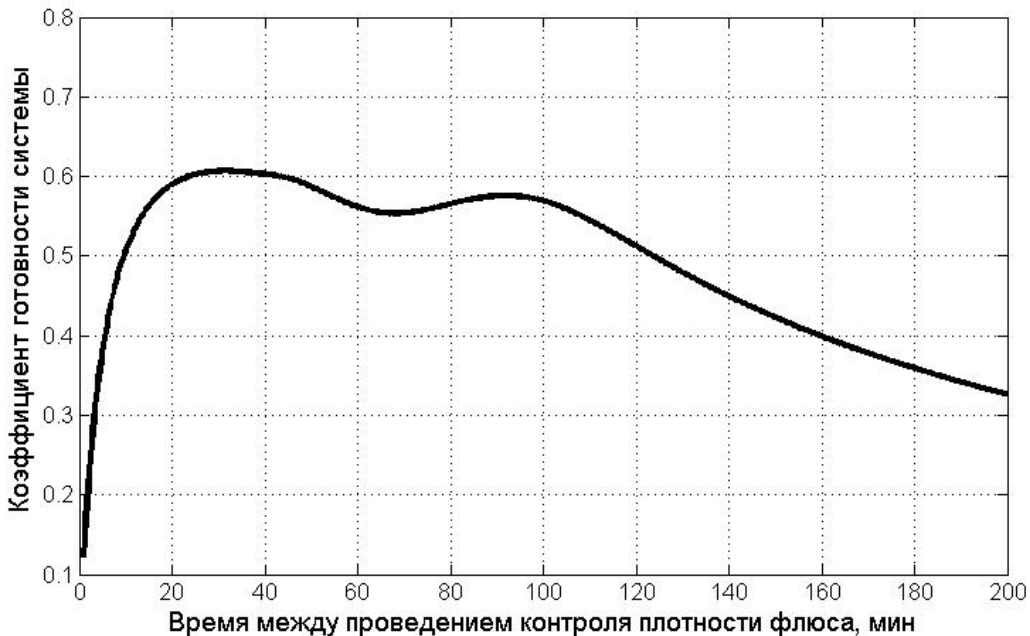


Рис. 2. Зависимость коэффициента готовности системы от времени между проведением контроля плотности флюса

На рисунке 3 приведена зависимость параметров эффективности системы от времени между проведением контроля плотности флюса.

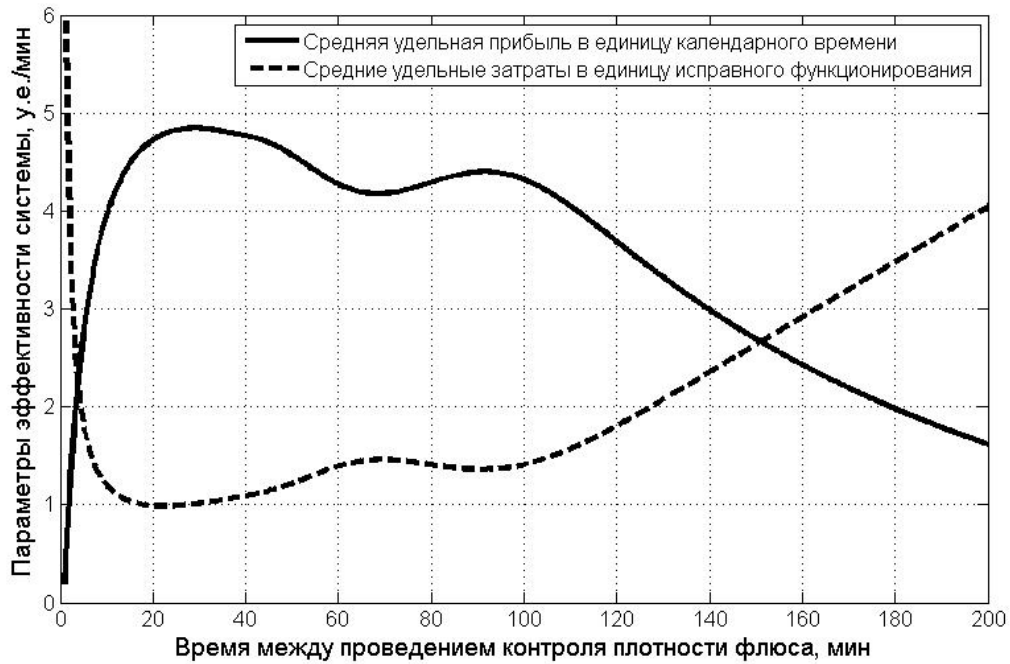


Рис. 3. Зависимость параметров эффективности системы от времени между проведением контроля плотности флюса

Представленные зависимости параметров системы имеют явные экстремумы. В таблице приведен расчет параметров системы с рекомендуемой производителем оборудования периодичностью контроля ($\tau=120$ мин). Дополнительно представлены результаты оптимизации параметров надежности и эффективности системы при различных условиях (максимальный коэффициент надежности, максимальная прибыль, минимальные затраты).

Таблица

Стационарные характеристики системы

№ п/п	Исходные данные				Результаты			
	$M\alpha$, мин	σ_{α} , мин	$M\beta$, мин	$M\gamma$, мин	τ , мин	K_g	S , у.е./мин	C , у.е./мин
1	71	19	11	7	120	0,512	3,685	1,806
2					31,5	0,607	4,836	1,025
3					22,3	0,606	4,843	1,009
4					29	0,597	4,783	0,987

Как видно из результатов расчета рекомендуемый режим работы для конкретного блока пенного флюсования является менее эффективным по сравнению с оптимальными режимами.

В результате работы процесс контроля плотности флюса описан с помощью полумарковской модели производственной системы с контролем скрытых отказов. Моделирование процесса позволило определить оптимальное время календарного контроля плотности флюса на установке пайки волной припоя с точки зрения параметров надежности либо эффективности.

В дальнейшем планируется провести моделирование установки пайки волной припоя как многокомпонентной системы со скрытыми отказами.

Список литературы

1. Медведев А. М. Сборка и монтаж электронных устройств. М. - Техносфера, 2007. – 256 с.
2. Пилипенко О. Мысли о монтаже. Пайка волной припоя// Технологии в электронной промышленности. – 2006. №4. – С. 48-53.
3. Установка пайки ERSA ETS-250. Руководство оператора. ERSA Loettechnik GmbH. Перевод и переработка, ред. 1 ЗАО Предприятие «ОСТЕК». 2001. – 53 с.
4. Бойко Е.Г. Анализ влияния периода контроля на надежность технической системы/ Е.Г. Бойко, Ю.Е. Обжерин, Н.В. Казакова // Оптимизация производственных процессов — Севастополь: Изд-во СевНТУ, 2005. №7. – С. 23-27.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 19.03.2013*

УДК.681.5.

© Ю.Е. Обжерин, Е.Г. Бойко

ПОЛУМАРКОВСКАЯ МОДЕЛЬ ДВУХКОМПОНЕНТНОЙ СИСТЕМЫ С ОТКЛЮЧЕНИЕМ КОМПОНЕНТОВ НА ПЕРИОД ПРОВЕДЕНИЯ КОНТРОЛЯ

На базе теории полумарковских процессов с общим фазовым пространством состояний построена математическая модель контроля скрытых отказов двухкомпонентной системы с последовательным соединением компонентов. Найдены стационарные надежность и экономические характеристики функционирования системы.

На базі теорії напівмарківських процесів із загальним фазовим простором станів побудована математична модель контролю прихованих відмов двокомпонентної системи з послідовним з'єднанням компонентів. Знайдені стаціонарні надійнісні й економічні характеристики функціонування системи.

On the base of semi-markov process with overall space two-component system with sequential connection of components mathematical the model control by hidden failures were constructed. Reliable and economical functioning characteristics were found.

Несмотря на высокие технологии в современном приборостроении, актуальной является проблема повышения надежности технических систем (ТС) и

качества выпускаемой продукции. Данную проблему позволяют решить автоматизированные системы технического контроля. Высокий уровень контрольно-измерительной аппаратуры и ее разнообразие не исключают проблему своевременного выявления скрытых отказов ТС [1], которые могут быть обнаружены только во время проведения контроля.

Многообразие контролируемых параметров и контрольно-измерительных процедур приводит к необходимости создания программы контроля многокомпонентных систем, в основе которой лежит математическое моделирование. Для построения моделей контроля восстанавливаемых ТС наиболее перспективным является метод, основанный на применении полумарковских процессов (ПМП) с общим фазовым пространством состояний [2].

Целью статьи является определение стационарных характеристик надежности и эффективности функционирования двухкомпонентной ТС с отключением компонентов на период проведения контроля скрытых отказов и оптимальной периодичности контроля.

Опишем функционирование системы S , которая состоит из двух последовательно соединенных (в надежности смысле) компонентов K_1 и K_2 и контролирующей их работоспособность аппаратуры. В начальный момент времени компоненты приступают к работе, контроль включен. Время безотказной работы (ВБР) компонентов – случайные величины (СВ) α_1 и α_2 , которые имеют функции распределения (ФР) $F_1(t) = 1 - e^{-\lambda_1 t}$ и $F_2(t) = 1 - e^{-\lambda_2 t}$ и плотности распределения (ПР) $f_1(t) = \lambda_1 e^{-\lambda_1 t}$, $f_2(t) = \lambda_2 e^{-\lambda_2 t}$ соответственно. Контроль проводится через случайное время δ с ФР $R(t) = P\{\delta \leq t\}$ и ПР $r(t)$. На время проведения контроля работоспособные компоненты отключаются. Отказ обнаруживается только в результате проведения контроля. Длительность проведения контроля СВ γ с ФР $V(t) = P\{\gamma \leq t\}$ и ПР $v(t)$. После обнаружения отказа компонента K_1 начинается его восстановление, компонент K_2 и контроль отключаются. Время восстановления (ВВ) компонента K_1 – СВ β_1 с ФР $G_1(t) = P\{\beta_1 \leq t\}$ и ПР $g_1(t)$. После обнаружения отказа компонента K_2 начинается его восстановление, компонент K_1 и контроль отключаются. ВВ компонента K_2 – СВ β_2 с ФР $G_2(t) = P\{\beta_2 \leq t\}$ и ПР $g_2(t)$. В случае восстановления обоих компонентов система приступает к работе после восстановления последнего. В результате восстановления все свойства компонентов полностью обновляются. СВ $\alpha_1, \alpha_2, \delta, \gamma, \beta_1, \beta_2$ предполагаются независимыми, имеющими конечные математические ожидания.

Функционирование системы S опишем ПМП $\xi(t)$ с дискретно-непрерывным фазовым пространством состояний. Введем следующее множество E полумарковских состояний системы:

$$E = \{1111, 1011z, 2101z, 2001z, 1001z, 1322x, 2232x, 3330, 3000, 3030, 3222, 3322, 3232, 3300\}.$$

Временная диаграмма функционирования системы и граф переходов представлены на рисунках 1, 2 соответственно.

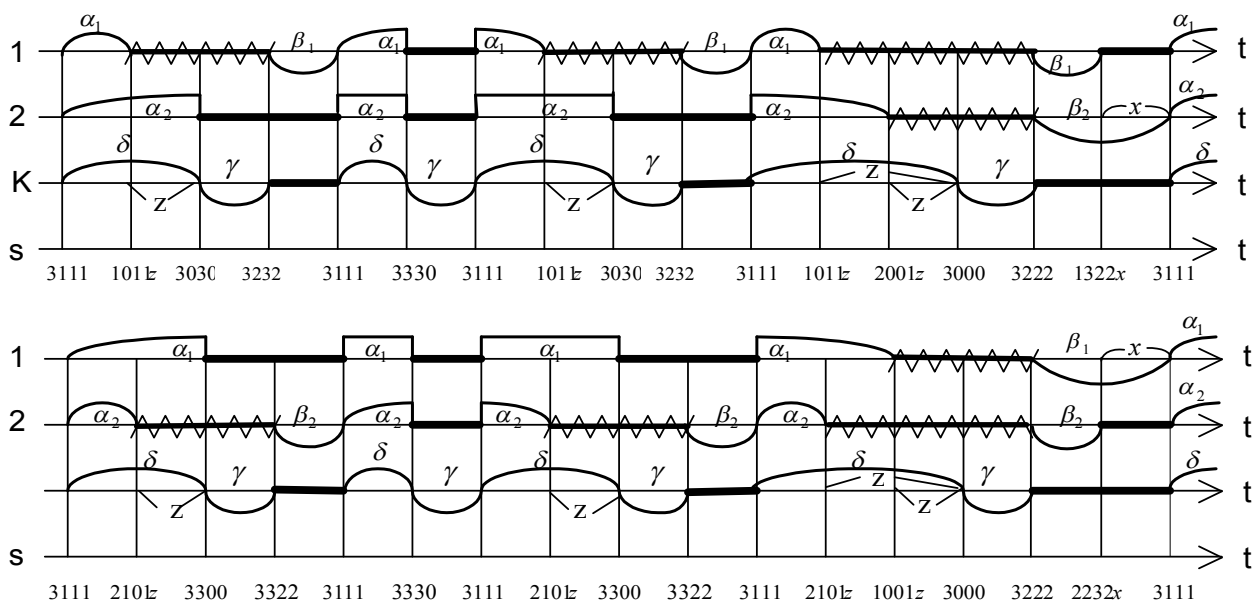


Рис. 1. Временная диаграмма функционирования системы

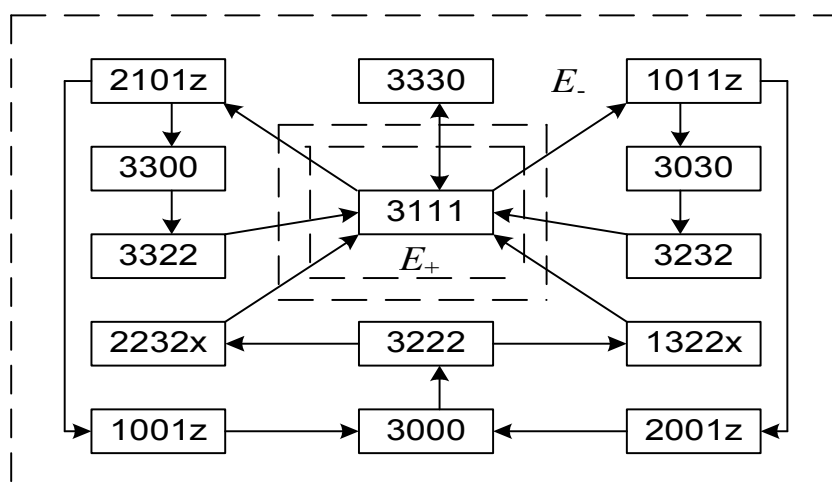


Рис. 2. Граф переходов системы

Коды состояний имеют следующий содержательный смысл:

3111 – система приступила к работе: оба компонента K_1 и K_2 работоспособны, контроль включен; 1011z – компонент K_1 отказал, компонент K_2 продолжает работать, до начала контроля осталось время $z > 0$; 2101z – компонент K_2 отказал, компонент K_1 продолжает работать, до начала контроля осталось время $z > 0$; 3030 – начался контроль, компонент K_1 в отказе, компонент K_2 работоспособен, работа компонентов K_1 и K_2 приостановлена; 2001z – компонент K_1 в отказе, отказал компонент K_2 , до начала контроля осталось время $z > 0$; 3300 – начался контроль, компонент K_1 работоспособен, компонент K_2 в отказе, работа компонентов K_1 и K_2 приостановлена; 1001z – отказал компонент

K_1 , компонент K_2 в отказе, до начала контроля осталось время $z > 0$; 3232 – в компоненте K_1 обнаружен отказ, началось его восстановление, работа компонента K_2 и контроль приостановлены; 3330 – начался контроль, компоненты K_1 и K_2 работоспособны, их работа приостановлена; 3322 – в компоненте K_2 обнаружен отказ, началось его восстановление, работа компонента K_1 и контроль приостановлены; 3000 – начался контроль, компоненты K_1 и K_2 в отказе, их работа приостановлена; 3222 – обнаружены отказы компонентов K_1 и K_2 , началось их восстановление, контроль приостановлен; 1322 x – компонент K_1 восстановился, до восстановления компонента K_2 осталось время $x > 0$; 2232 x – компонент K_2 восстановился, до восстановления компонента K_1 осталось время $x > 0$.

Найдем переходные вероятности вложенной цепи Маркова (ВЦМ) $\{\xi_n; n \geq 0\}$:

$$\begin{aligned}
 p_{3111}^{1011z} &= \lambda_1 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt, \quad z > 0; \quad p_{3111}^{2101z} = \lambda_2 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt, \quad z > 0; \\
 p_{3111}^{3330} &= \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt; \quad p_{2101z}^{3300} = e^{-\lambda_1 z}; \quad p_{2101z}^{1001z_1} = \lambda_1 e^{-\lambda_1(z-z_1)}, \quad 0 < z_1 < z; \\
 p_{1011z}^{3030} &= e^{-\lambda_2 z}; \quad p_{1011z}^{2001z_1} = \lambda_2 e^{-\lambda_2(z-z_1)}, \quad 0 < z_1 < z; \\
 p_{3222}^{1322x} &= \int_0^{\infty} g_1(t) g_2(t+x) dt, \quad x > 0; \quad p_{3222}^{2232x} = \int_0^{\infty} g_2(t) g_1(t+x) dt, \quad x > 0. \\
 P_{3330}^{3111} &= P_{3300}^{3322} = P_{1001z}^{3000} = P_{3030}^{3232} = P_{2001z}^{3000} = P_{3322}^{3111} = \\
 &= P_{3000}^{3222} = P_{3232}^{3111} = P_{1322x}^{3111} = P_{2232x}^{3111} = 1.
 \end{aligned} \tag{1}$$

Обозначим через $\rho(3111)$, $\rho(3030)$, $\rho(3300)$, $\rho(3232)$, $\rho(3330)$, $\rho(3322)$, $\rho(3000)$, $\rho(3222)$ значения стационарного распределения ВЦМ $\{\xi_n; n \geq 0\}$ на состояниях 3111, 3030, 3300, 3232, 3330, 3322, 3000, 3222 соответственно и предположим существование стационарных плотностей $\rho(1011z)$, $\rho(2101z)$, $\rho(1001z)$, $\rho(2001z)$, $\rho(1322x)$, $\rho(2232x)$ для состояний 1011 z , 2101 z , 1001 z , 2001 z , 1322 x , 2232 x соответственно. Составим для них систему интегральных уравнений:

$$\begin{aligned}
 \rho(3111) &= \rho(3330) + \rho(3232) + \rho(3322) + \int_0^{\infty} \rho(1322x) dx + \int_0^{\infty} \rho(2232x) dx, \\
 \rho(1011z) &= \rho(3111) \lambda_1 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt, \\
 \rho(2101z) &= \rho(3111) \lambda_2 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt, \quad \rho(3330) = \rho(3111) \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt,
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\rho(3300) &= \int_0^{\infty} \rho(2101z) e^{-\lambda_1 z} dz, & \rho(3030) &= \int_0^{\infty} \rho(1011z) e^{-\lambda_2 z} dz, \\
\rho(1001z) &= \lambda_1 \int_0^{\infty} \rho(2101z+t) e^{-\lambda_1 t} dt, & \rho(2001z) &= \lambda_2 \int_0^{\infty} \rho(1011z+t) e^{-\lambda_2 t} dt, \\
\rho(3322) &= \rho(3300), & \rho(3232) &= \rho(3030), \\
\rho(3000) &= \int_0^{\infty} \rho(2001z) dz + \int_0^{\infty} \rho(1001z) dz, & \rho(3222) &= \rho(3000), \\
\rho(1322x) &= \rho(3222) \int_0^{\infty} g_1(t) g_2(t+x) dt, & \rho(2232x) &= \rho(3222) \int_0^{\infty} g_2(t) g_1(t+x) dt, \\
\rho(3111) + \rho(3330) + 2\rho(3300) + 2\rho(3030) + 2\rho(3000) + \int_0^{\infty} \rho(1322x) dx + \\
&+ \int_0^{\infty} \rho(2232x) dx + \int_0^{\infty} \rho(1001z) dz + \int_0^{\infty} \rho(2001z) dz + \int_0^{\infty} \rho(1011z) dz + \int_0^{\infty} \rho(2101z) dz = 1.
\end{aligned} \tag{2}$$

Последнее уравнение в системе (2) – условие нормировки. Можно показать, что система уравнений (2) имеет следующее решение:

$$\begin{aligned}
\rho(3111) &= \rho_0, & \rho(1011z) &= \rho_0 \lambda_1 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt, \\
\rho(2101z) &= \rho_0 \lambda_2 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt, & \rho(3330) &= \rho_0 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt, \\
\rho(3300) &= \rho_0 \left(\int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right), \\
\rho(3030) &= \rho_0 \left(\int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right), \\
\rho(1001z) &= \rho_0 \lambda_1 \left(\int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t+z) dt - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt \right), \\
\rho(2001z) &= \rho_0 \lambda_2 \left(\int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t+z) dt - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt \right), \\
\rho(3322) &= \rho(3300), & \rho(3232) &= \rho(3030), \\
\rho(3000) &= \rho_0 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right), \\
\rho(3222) &= \rho(3000), & \rho(1322x) &= \rho(3000) \int_0^{\infty} g_1(t) g_2(t+x) dt,
\end{aligned} \tag{3}$$

$$\rho(2232x) = \rho(3000) \int_0^{\infty} g_2(t)g_1(t+x)dt,$$

где значение постоянной ρ_0 находится из условия нормировки.

Разобьем фазовое пространство состояний E на следующие два подмножества:

$E_+ = \{3111\}$ – система работоспособна;

$E_- = \{3330, 3300, 3322, 3000, 3232, 3222, 2101z,$

$3030, 1011z, 1001z, 2001z, 1322x, 2232x\}$ – система находится в отказе.

Определим средние времена пребывания в состояниях системы:

$$m(3111) = \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt, \quad m(3330) = M\gamma, \quad m(3300) = M\gamma, \quad m(3000) = M\gamma,$$

$$m(3322) = M\beta_2, \quad m(3232) = M\beta_1, \quad m(3222)M = \int_0^{\infty} \bar{G}_1(t)\bar{G}_2(t)dt, \quad m(1001z) = z,$$

$$m(2001z) = z, \quad m(2101z) = \frac{1}{\lambda_1} (1 - e^{-\lambda_1 z}), \quad m(1011z) = \frac{1}{\lambda_2} (1 - e^{-\lambda_2 z}), \quad (4)$$

$$m(1322x) = x, \quad m(2232x) = x.$$

Среднюю стационарную наработку на отказ T_+ , среднее стационарное время восстановления T_- и стационарный коэффициент готовности найдем по формулам [3]:

$$T_+ = \frac{\int_{E_+} m(x)\rho(dx)}{\int_{E_+} P(x, E_-)\rho(dx)}, \quad T_- = \frac{\int_{E_-} m(x)\rho(dx)}{\int_{E_-} P(x, E_-)\rho(dx)}, \quad K_z = \frac{T_+}{T_+ + T_-}, \quad (5)$$

где $\rho(dx)$ – стационарное распределение ВЦМ $\{\xi_n; n \geq 0\}$, $m(x)$ – среднее время пребывания в состояниях системы; $P(e, E_-)$ – вероятности переходов ВЦМ $\{\xi_n; n \geq 0\}$ из работоспособных состояний в отказовые.

С учетом формул (1), (3) и (4) найдем выражения, входящие в (5).

$$\begin{aligned} \int_{E_+} m(e)\rho(de) &= m(3111)\rho(3111) = \rho_0 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt = \\ &= \rho_0 \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right). \end{aligned} \quad (6)$$

Далее,

$$\begin{aligned}
\int_{E_-} m(e)\rho(de) = & \rho_0 \left[M\gamma \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t) dt + M\gamma \left(\int_0^\infty e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t) dt \right) + \right. \\
& + M\gamma \left(\int_0^\infty e^{-\lambda_2 t} r(t) dt - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t) dt \right) + \\
& + M\gamma \left(\lambda_1 \int_0^\infty e^{-\lambda_1 t} \bar{R}(t) dt + \lambda_2 \int_0^\infty e^{-\lambda_2 t} \bar{R}(t) dt - (\lambda_1 + \lambda_2) \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} \bar{R}(t) dt \right) + \\
& + M\beta_1 \left(\int_0^\infty e^{-\lambda_2 t} r(t) dt - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t) dt \right) + \\
& + M\beta_2 \left(\int_0^\infty e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t) dt \right) + \\
& + \frac{\lambda_2}{\lambda_1} \int_0^\infty (1 - e^{-\lambda_1 z}) dz \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t+z) dt + \\
& + \frac{\lambda_1}{\lambda_2} \int_0^\infty (1 - e^{-\lambda_2 z}) dz \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t+z) dt + \\
& + \lambda_1 \int_0^\infty z dz \left(\int_0^\infty e^{-\lambda_1 t} r(t+z) dt - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t+z) dt \right) + \\
& + \lambda_2 \int_0^\infty z dz \left(\int_0^\infty e^{-\lambda_2 t} r(t+z) dt - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t+z) dt \right) \Big] + \rho(3000)M(\beta_1 \wedge \beta_2) + \\
& + \rho(3000) \int_0^\infty x dx \int_0^\infty g_1(t)g_2(t+x) dt + \rho(3000) \int_0^\infty x dx \int_0^\infty g_2(t)g_1(t+x) dt .
\end{aligned} \tag{7}$$

Выполнив преобразования, можно показать, что выражение (7) примет вид:

$$\begin{aligned}
\int_{E_-} m(e)\rho(de) = & \rho_0 \left(M\gamma + M\delta - \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} \bar{R}(t) dt + \right. \\
& + M\beta_1 \left(1 - \int_0^\infty e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right) + M\beta_2 \left(1 - \int_0^\infty e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right) - \\
& \left. - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - \int_0^\infty e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^\infty e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t) dt \right) \right) .
\end{aligned} \tag{8}$$

$$\text{Далее, } \int_{E_+} P(e, E_-)\rho(de) = \rho_0 \left(\lambda_1 \int_0^\infty dz \int_0^\infty e^{-(\lambda_1+\lambda_2)t} r(t+z) dt + \right.$$

$$\begin{aligned}
& + \lambda_2 \int_0^{\infty} dz \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t+z) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \Big) = \\
& = \rho_0 \left(\lambda_1 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} dt \int_0^{\infty} r(t+z) dz + \right. \\
& + \lambda_2 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} dt \int_0^{\infty} r(t+z) dz + 1 - (\lambda_1 + \lambda_2) \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt \Big) = \quad (9) \\
& = \rho_0 \left(\lambda_1 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt + \lambda_2 \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt + \right. \\
& + 1 - (\lambda_1 + \lambda_2) \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt \Big) = \rho_0.
\end{aligned}$$

Таким образом, с учетом формул (6) и (9), средняя стационарная наработка на отказ T_+ имеет вид:

$$T_+ = \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right). \quad (10)$$

Среднее стационарное время восстановления T_- , с учетом формул (8) и (9), определяется формулой:

$$\begin{aligned}
T_- = M\delta - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \bar{R}(t) dt + M\beta_1 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right) + M\beta_2 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right) + \\
+ M\gamma - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right). \quad (11)
\end{aligned}$$

Стационарный коэффициент готовности, с учетом формул (10) и (11), найдем из соотношения:

$$\begin{aligned}
K_g = \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right) / \left(M\gamma + M\delta + M\beta_1 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right) + \right. \\
+ M\beta_2 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right) - \\
\left. - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right) \right). \quad (12)
\end{aligned}$$

Найдем экономические характеристики исследуемой системы [3]: среднюю удельную прибыль S в единицу календарного времени и средние удельные затраты C в единицу времени исправного функционирования системы по формулам:

$$S = \frac{E \int m(e) f_s(e) \rho(de)}{\int m(e) \rho(de)}, \quad C = \frac{E \int m(e) f_c(e) \rho(de)}{\int m(e) \rho(de)}.$$

Здесь $f_s(e)$, $f_c(e)$ – функции, определяющие соответственно доход и затраты в каждом состоянии.

Для данной системы функции $f_s(e)$ и $f_c(e)$ имеют следующий вид:

$$f_s(e) = \begin{cases} c_1, e = 3111, \\ -c_2, e \in \{3232, 3222, 3322, 1322x, 2232x\}, \\ -c_3, e \in \{3030, 3330, 3000, 3300\}, \\ -c_4, e \in \{1011z, 2001z, 2101z, 1001z\}, \end{cases}$$

$$f_c(e) = \begin{cases} 0, e = 3111, \\ c_2, e \in \{3232, 3222, 3322, 1322x, 2232x\}, \\ c_3, e \in \{3030, 3330, 3000, 3300\} \\ c_4, e \in \{1011z, 2101z, 2001z, 1001z\}. \end{cases} \quad (13)$$

Здесь c_1 – прибыль, получаемая в единицу времени функционирования компонентов; c_2 – затраты в единицу времени восстановления компонентов; c_3 – затраты в единицу времени на контроль; c_4 – потери в единицу времени от скрытого отказа.

С учетом формул (3), (4) и (13) средняя удельная прибыль определяется соотношением:

$$S = \left((c_1 + c_4) \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right) - c_3 M \gamma - c_4 M \delta - \right. \\ \left. - c_2 \left(M \beta_1 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right) + M \beta_2 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right) - \right. \right. \\ \left. \left. - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right) \right) \right) / (M \gamma + M \delta + \\ + M \beta_1 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right) + M \beta_2 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right) - \\ - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right)). \quad (14)$$

Средние затраты находятся из выражения:

$$C = \left(c_3 M \gamma + c_4 \left(M \delta - \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right) \right) \right) +$$

$$\begin{aligned}
& + c_2 \left(M\beta_1 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right) + M\beta_2 \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right) - \right. \\
& \left. - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt - \int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt + \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right) \right) \Bigg) \Bigg/ \\
& \Bigg/ \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} \left(1 - \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt \right).
\end{aligned} \tag{15}$$

С учетом того, что $\tilde{r}(\lambda) = \int_0^{\infty} e^{-\lambda t} r(t) dt$ – преобразование Лапласа функции $r(t)$, запишем:

$$\tilde{r}(\lambda_1) = \left(\int_0^{\infty} e^{-\lambda_1 t} r(t) dt \right); \quad \tilde{r}(\lambda_2) = \left(\int_0^{\infty} e^{-\lambda_2 t} r(t) dt \right); \quad \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2) = \int_0^{\infty} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} r(t) dt.$$

Тогда формулы (10), (11), (22), (14) и (15) можно записать в виде:

$$\begin{aligned}
T_+ &= \frac{1 - \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2)}{\lambda_1 + \lambda_2}, \\
T_- &= (M\gamma + M\delta - \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2) + M\beta_1(1 - \tilde{r}(\lambda_1)) + M\beta_2(1 - \tilde{r}(\lambda_2)) - \\
& - M(\beta_1 \wedge \beta_2)(1 - \tilde{r}(\lambda_1) - \tilde{r}(\lambda_2) + \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2))), \\
K_e &= \frac{1}{\lambda_1 + \lambda_2} (1 - \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2)) \Bigg/ (M\gamma + M\delta + M\beta_1(1 - \tilde{r}(\lambda_1)) + \\
& + M\beta_2(1 - \tilde{r}(\lambda_2)) - M(\beta_1 \wedge \beta_2)(1 - \tilde{r}(\lambda_1) - \tilde{r}(\lambda_2) + \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2))), \\
S &= \left(\frac{c_1 + c_4}{\lambda_1 + \lambda_2} (1 - \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2)) - c_3 M\gamma - c_4 M\delta - \right. \\
& - c_2 (M\beta_1(1 - \tilde{r}(\lambda_1)) + M\beta_2(1 - \tilde{r}(\lambda_2)) - \\
& - M(\beta_1 \wedge \beta_2)(1 - \tilde{r}(\lambda_1) - \tilde{r}(\lambda_2) + \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2))) \Bigg) \Bigg/ (M\gamma + M\delta + \\
& + M\beta_1(1 - \tilde{r}(\lambda_1)) + M\beta_2(1 - \tilde{r}(\lambda_2)) - M(\beta_1 \wedge \beta_2)(1 - \tilde{r}(\lambda_1) - \tilde{r}(\lambda_2) + \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2))), \\
C &= \left(c_3 M\gamma + c_4 \left(M\delta - \frac{1 - \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2)}{\lambda_1 + \lambda_2} \right) + c_2 (M\beta_1(1 - \tilde{r}(\lambda_1)) + M\beta_2(1 - \tilde{r}(\lambda_2)) - \right. \\
& \left. - M(\beta_1 \wedge \beta_2)(1 - \tilde{r}(\lambda_1) - \tilde{r}(\lambda_2) + \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2))) \right) \Bigg/ \frac{1 - \tilde{r}(\lambda_1 + \lambda_2)}{\lambda_1 + \lambda_2}.
\end{aligned}$$

Рассмотрим случай неслучайной периодичности контроля $\tau > 0$ с учетом, что $R(t) = 1(t - \tau)$, где $\tau = const$.

Стационарный коэффициент готовности найдем из соотношения:

$$\begin{aligned}
K_e &= \frac{M\alpha_1 M\alpha_2}{M\alpha_1 + M\alpha_2} \left(1 - e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)\tau} \right) \Bigg/ \left(M\gamma + M\delta + M\beta_1 \left(1 - e^{-\lambda_1 \tau} \right) + \right. \\
& \left. + M\beta_2 \left(1 - e^{-\lambda_2 \tau} \right) - M(\beta_1 \wedge \beta_2) \left(1 - e^{-\lambda_1 \tau} \right) \left(1 - e^{-\lambda_2 \tau} \right) \right).
\end{aligned} \tag{16}$$

Средняя прибыль определяется соотношением :

$$S = \left((c_1 + c_4) \frac{M\alpha_1 M\alpha_2}{M\alpha_1 + M\alpha_2} (1 - e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)\tau}) - c_3 M\gamma - c_4 M\delta - \right. \\ \left. - c_2 (M\beta_1 (1 - e^{-\lambda_1\tau}) + M\beta_2 (1 - e^{-\lambda_2\tau}) + \right. \\ \left. + M(\beta_1 \wedge \beta_2) (e^{-\lambda_1\tau} - 1) (1 - e^{-\lambda_2\tau})) \right) / (M\gamma + M\delta + \\ + M\beta_1 (1 - e^{-\lambda_1\tau}) + M\beta_2 (1 - e^{-\lambda_2\tau}) + M(\beta_1 \wedge \beta_2) (e^{-\lambda_1\tau} - 1) (1 - e^{-\lambda_2\tau})). \quad (17)$$

Средние затраты находятся из выражения:

$$C = \left(c_3 M\gamma + c_4 \left(M\delta - \frac{M\alpha_1 M\alpha_2}{M\alpha_1 + M\alpha_2} (1 - e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)\tau}) \right) + c_2 M\beta_1 (1 - e^{-\lambda_1\tau}) + \right. \\ \left. + c_2 (M\beta_2 (1 - e^{-\lambda_2\tau}) - M(\beta_1 \wedge \beta_2) (1 - e^{-\lambda_1\tau}) (1 - e^{-\lambda_2\tau})) \right) / \frac{M\alpha_1 M\alpha_2 (1 - e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)\tau})}{M\alpha_1 + M\alpha_2}. \quad (18)$$

Формулы (16), (17) и (18), позволяют находить оптимальные значения стационарных надежностных и экономических характеристик при различных исходных данных и оптимальную периодичность контроля. Исходные данные и результаты вычислений сведены в таблицу, средние ВВ: $M\beta_1 = 0,100$ ч, $M\beta_2 = 0,066$ ч, длительность контроля $M\gamma = 0,125$ ч, $c_1 = 5$ у.е., $c_2 = 4$ у.е., $c_3 = 3$ у.е., $c_4 = 2$ у.е.

Таблица

Оптимальная периодичность контроля

Исходные данные		Результаты вычислений					
$M\alpha_1$, ч	$M\alpha_2$, ч	τ_{opt} , ч	$K_z(\tau_{opt})$	τ_{opt}^s , ч	$S(\tau_{opt}^s)$, у.е./ч	τ_{opt}^c , ч	$C(\tau_{opt}^c)$, у.е./ч
90	70	3,096	0,924	3,541	4,384	4,355	0,24
90	50	2,793	0,915	3,198	4,321	3,927	0,267
90	10	1,459	0,845	1,686	3,76	2,041	0,533

Список литературы

1. Черкесов Г.Н. Надежность аппаратно-программных комплексов / Г.Н. Черкесов. – СПб.: Питер, 2005. – 479 с.
2. Королюк В.С. Стохастические модели систем / В.С. Королюк. – К.: Либідь, 1993. – 136 с.
3. Копп В.Я. Стохастические модели автоматизированных систем с временным резервированием / В.Я. Копп, Ю.Е. Обжерин, А.И. Песчанский. – Севастополь: Изд-во СевГТУ, 2000. – 284 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 03.04.2013*

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОПУСКНОЙ СПОСОБНОСТИ АККУМУЛИРУЮЩИХ БУНКЕРОВ СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОГО КОНВЕЙЕРНОГО ТРАНСПОРТА УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Разработана упрощенная марковская модель функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер», которая сопоставлялась с результатами имитационного моделирования. На основе этой модели исследована пропускная способность системы в зависимости от объема аккумулирующего бункера и значений производительности надбункерного и подбункерного конвейеров.

Розроблено спрощену марківську модель функціонування системи «конвеєр – бункер – конвеєр», яка зіставлялася з результатами імітаційного моделювання. На основі цієї моделі досліджено пропускну спроможність системи залежно від об'єму акумулюючого бункера і значень продуктивності надбункерного і підбункерного конвеєрів.

A simplified Markov model of the functioning of the "conveyor belt - the bunker - conveyor", which was compared with the results of the simulation. Based on this model the capacity of the system depending on the volume accumulation hopper and hopper performance values above and below hopper conveyor.

В системах подземного конвейерного транспорта угольных шахт широкое распространение получили аккумулирующие бункеры. Они позволяют за счет накопления некоторого количества груза в бункере в процессе работы конвейерной линии существенно увеличить пропускную способность системы конвейерного транспорта угольных шахт.

Однако из-за ограниченности объема бункера максимально повысить пропускную способность системы подземного конвейерного транспорта невозможно.

Для разработки методов и средств повышения эффективности применения аккумулирующих бункеров в системах подземного конвейерного транспорта необходимо исследовать влияние объема бункера на пропускную способность системы «конвейер – бункер – конвейер».

Вопросами исследования функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер» занимались многие исследователи [1–3]. Полученные в этих работах результаты применимы для частных случаев режимов функционирования аккумулирующего бункера. Полученную в работе [4] математическую модель функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер» можно использовать в инженерных расчетах только в частном случае равенства поступающего в бункер и разгружаемого из бункера грузопотоков. В остальных случаях получены сложные зависимости, которые очень плохо поддаются инженерному анализу.

В работе получены достаточно простые математические модели функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер», на основе которых исследована зависимость пропускной способности от объема бункера и величины поступающего в бункер и разгружаемого из бункера грузопотоков.

Предположим, что в системе «конвейер – бункер – конвейер» параметры потоков отказов и восстановлений надбункерного и подбункерного конвейеров

равны λ_1, μ_1 и λ_2, μ_2 соответственно. Производительность надбункерного конвейера и питателя соответственно равны m_Q и Q_n . Объем бункера равен V (рис. 1).

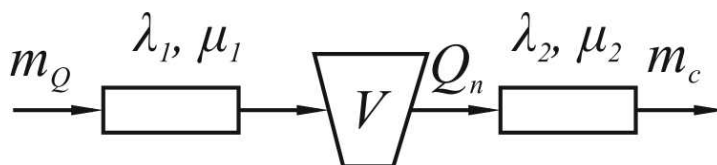


Рис. 1. Расчетная схема функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер»

Рассмотрим сначала случай $m_Q > Q_n$.

Предположим, что подбункерный конвейер функционирует без остановок, т.е. $\lambda_2 = \mu_2 = 0$. Тогда граф состояния такой системы имеет вид (рис. 2).

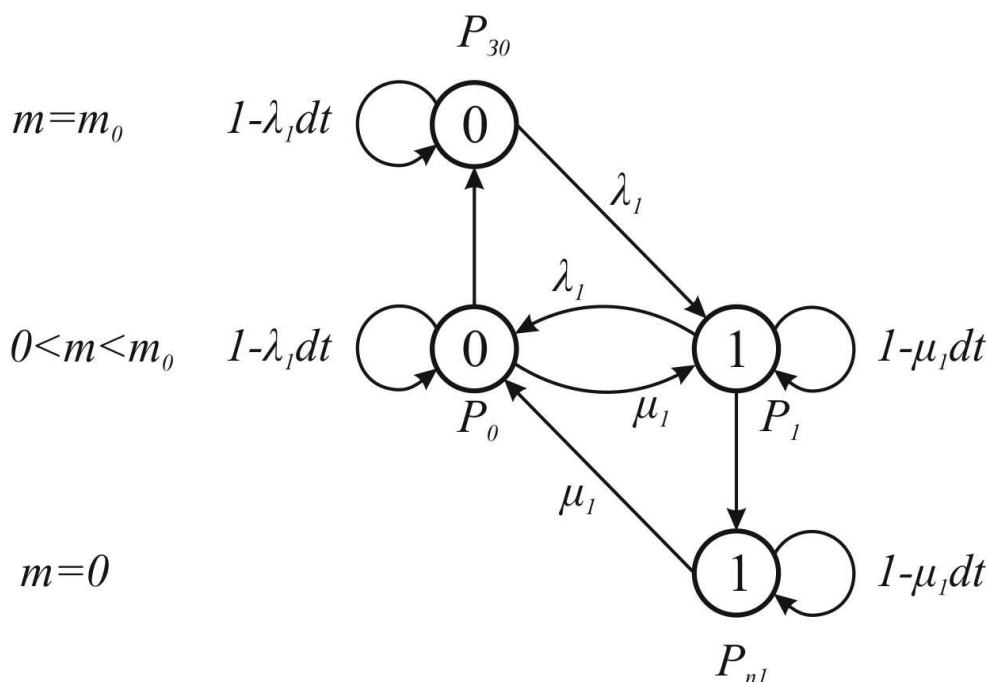


Рис. 2. Граф состояний системы «конвейер – бункер – конвейер» при $m_Q > Q_n$

На рис. 2 индекс «0» обозначает состояние системы, при котором надбункерный конвейер работает, индекс «1» обозначает состояние системы, при котором надбункерный конвейер не работает.

Тогда в этом случае обозначим через $P_0(m,t)$ и $P_1(m,t)$ соответственно вероятности нахождения системы в состояниях «0» и «1» при количестве груза в бункере, равном m , а через $P_{30}(t)$ – вероятность нахождения системы в состоянии «0», при этом бункер заполнен, и $P_{n1}(t)$ – вероятность нахождения системы в состоянии «1», при этом бункер пуст.

Система уравнений Колмогорова [5], описывающая процесс функционирования бункеров, в этом случае примет вид:

$$\begin{cases} \frac{\partial P_0}{\partial t} + (m_Q - Q_n) \frac{\partial P_0}{\partial m} = -\lambda_1 P_0(m, t) + \mu_1 P_1(m, t), \\ \frac{\partial P_0}{\partial t} - Q_n \frac{\partial P_1}{\partial m} = \lambda_1 P_0(m, t) - \mu_1 P_1(m, t), \\ \frac{dP_{30}}{dt} = -\lambda_1 P_{30}(t) + (m_Q - Q_n) P_0(m_0, t), \\ \frac{dP_{n1}}{dt} = -\mu_1 P_{n1}(t) + Q_n P_1(0, t). \end{cases} \quad (1)$$

Кроме того, должны выполняться:

начальные условия:

$$\text{при } t = 0 \quad P_0(m, 0) = P_1(m, 0) = P_{30}(0) = 0, \quad P_{n1}(0) = 1; \quad (2)$$

граничные условия:

$$\text{при } m = m_0 \quad Q_n P_1(m_0, t) = \lambda_1 P_{30}(t); \quad (3)$$

$$\text{при } m = 0 \quad (m_Q - Q_n) P_0(0, t) = \mu_1 P_{n1}(t), \quad (4)$$

а также условие нормирования

$$P_{30}(t) + P_{n1}(t) + \int_0^{m_0} P_0(m, t) dm + \int_0^{m_0} P_1(m, t) dm = 1, \quad (5)$$

где m – текущее значение количества груза в бункере, т; m_0 – максимальное количество груза в бункере, т.

Для стационарного случая, т.е. при $t \rightarrow \infty$, система уравнений (1) с учетом граничных условий (2)–(4) примет вид:

$$\begin{cases} (m_Q - Q_n) \frac{dP_0}{dm} = -\lambda_1 P_0(m) + \mu_1 P_1(m), \\ -Q_n \frac{dP_1}{dm} = \lambda_1 P_0(m) - \mu_1 P_1(m), \\ -\lambda_1 P_{30} + (m_Q - Q_n) P_0(m_0) = 0, \\ -\mu_1 P_{n1} + Q_n P_1(0) = 0, \\ Q_n P_1(m_0) = \lambda_1 P_{30}, \\ (m_Q - Q_n) P_0(0, 0) = \mu_1 P_{n1}, \end{cases} \quad (6)$$

где $P_0(m)$, $P_1(m)$ – значения $P_0(m, t)$ и $P_1(m, t)$ при $t \rightarrow \infty$; P_{30} и P_{n1} – значения $P_{30}(t)$ и $P_{n1}(t)$ при $t \rightarrow \infty$.

Пропускную способность системы «конвейер – бункер – конвейер» в этом случае определится из выражения:

$$m_c = \left[P_{30} + \int_0^{m_0} P_0(m) dm + \int_0^{m_0} P_1(m) dm \right] Q_n. \quad (7)$$

Подставляя решение уравнений (6) в (7), получим пропускную способность системы «конвейер – бункер – конвейер» в виде:

$$m_c = \left[\frac{\frac{e^{A_1 m_0}}{\gamma_1} + \frac{\bar{m}_Q}{(\bar{m}_Q - Q_n)} (e^{A_1 m_0} - 1)}{1 + \frac{e^{A_1 m_0}}{\gamma_1} + \frac{\bar{m}_Q}{(\bar{m}_Q - Q_n)} (e^{A_1 m_0} - 1)} \right] Q_n, \quad (8)$$

где

$$A_1 = \frac{\mu_1 [m_Q - (1 + \gamma_1) Q_n]}{(m_Q - Q_n) Q_n}; \quad \bar{m}_Q = \frac{m_Q}{1 + \gamma_1}; \quad \gamma_1 = \frac{\lambda_1}{\mu_1}; \quad m_0 = \gamma V.$$

Здесь γ_1 – коэффициент аварийности надбункерного конвейера; γ – удельный вес груза.

Если подбункерный конвейер функционирует с простоями, т.е. $\lambda_2 \neq 0$, $\mu_2 \neq 0$, то, подставив в формулу (8) вместо Q_n его среднее значение, равное

$$\bar{Q}_n = \frac{Q_n}{1 + \gamma_2},$$

где $\gamma_2 = \frac{\lambda_2}{\mu_2}$ – коэффициент аварийности подбункерного конвейера,

получим пропускную способность системы «конвейер – бункер – конвейер» без дополнительных ограничений, т.е. при $m_Q > Q_n$:

$$m_c = \left[\frac{\frac{e^{A_1 \gamma V}}{\gamma_1} + \frac{\bar{m}_Q}{(\bar{m}_Q - \bar{Q}_n)} (e^{A_1 \gamma V} - 1)}{1 + \frac{e^{A_1 \gamma V}}{\gamma_1} + \frac{\bar{m}_Q}{(\bar{m}_Q - \bar{Q}_n)} (e^{A_1 \gamma V} - 1)} \right] \bar{Q}_n, \quad (9)$$

где

$$A_1 = \frac{\mu_1 [m_Q - (1 + \gamma_1) \bar{Q}_n]}{(m_Q - \bar{Q}_n) \bar{Q}_n}.$$

Рассмотрим случай $m_Q < Q_n$.

Предположим, что в системе «конвейер – бункер – конвейер» надбункерная конвейерная линия функционирует без остановок, т.е. $\lambda_1 = \mu_1 = 0$. Тогда граф состояний этой системы имеет, представленный на рис. 3.

На рис. 3 индекс «0» обозначает состояние системы, при котором подбункерный конвейер работает, индекс «2» обозначает состояние системы, при котором подбункерный конвейер не работает.

Тогда в этом случае обозначим через $\bar{P}_0(m, t)$ и $\bar{P}_2(m, t)$ соответственно вероятности нахождения системы в состояниях «0» и «2» при условии, что количестве груза в бункере равно m , а через $\bar{P}_{32}(t)$ вероятность нахождения системы в состоянии «0», при этом бункер заполнен, и $\bar{P}_{n0}(t)$ – вероятность нахождения системы в состоянии «2», при этом бункер пуст.

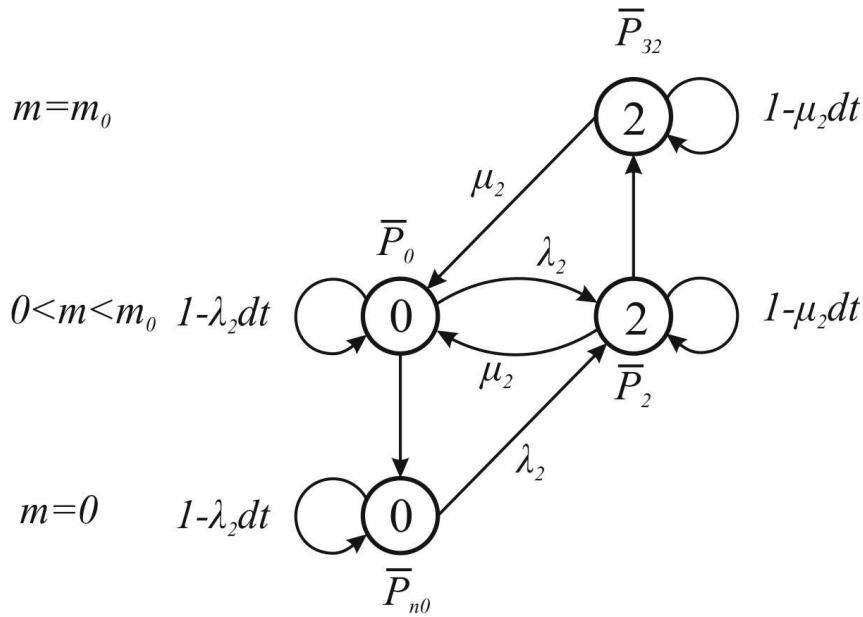


Рис. 3. Граф состояний системы «конвейер – бункер – конвейер» при $m_Q \leq Q_n$

Система уравнений Колмогорова, описывающая процесс функционирования бункеров, в этом случае примет вид:

$$\begin{cases} \frac{\partial \bar{P}_0}{\partial t} + (m_Q - Q_n) \frac{\partial \bar{P}_0}{\partial m} = -\lambda_2 \bar{P}_0(m, t) + \mu_2 \bar{P}_2(m, t), \\ \frac{\partial \bar{P}_2}{\partial t} + m_Q \frac{\partial \bar{P}_2}{\partial m} = \lambda_2 \bar{P}_0(m, t) - \mu_2 \bar{P}_2(m, t), \\ \frac{d \bar{P}_{32}}{dt} = -\mu_2 \bar{P}_{32}(t) + m_Q \bar{P}_2(m_0, t), \\ \frac{d \bar{P}_{n0}}{dt} = -\lambda_2 \bar{P}_{n0}(t) + (m_Q - Q_n) \bar{P}_2(0, t). \end{cases} \quad (10)$$

Кроме того, должны выполняться:

начальные условия:

$$\text{при } t = 0 \quad \bar{P}_0(m, 0) = \bar{P}_2(m, 0) = \bar{P}_{32}(0) = 0, \quad \bar{P}_{n0} = 1; \quad (11)$$

граничные условия:

$$\text{при } m = m_0 \quad (Q_n - m_Q) \bar{P}_0(m_0, t) = \mu_2 \bar{P}_{32}(t); \quad (12)$$

$$\text{при } m = 0 \quad \bar{P}_2(0, t) = \lambda_2 \bar{P}_{n0}(t), \quad (13)$$

а также условие нормирования

$$\bar{P}_{32} + \bar{P}_{n0} + \int_0^{m_0} \bar{P}_0(m, t) dm + \int_0^{m_0} \bar{P}_1(m, t) dm = 1. \quad (14)$$

Для стационарного случая, т.е. при $t \rightarrow \infty$, система уравнений (10) с учетом условий (11)-(13) примет вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} (m_Q - Q_n) \frac{d\bar{P}_0}{dm} = -\lambda_2 \bar{P}_0(m) + \mu_2 \bar{P}_2(m), \\ m_Q \frac{d\bar{P}_2}{dm} = \lambda_2 \bar{P}_0(m) - \mu_2 \bar{P}_2(m), \\ -\mu_2 \bar{P}_{32} + m_Q \bar{P}_2(m_0) = 0, \\ -\lambda_2 \bar{P}_{n0} + (Q_n - m_Q) \bar{P}_0(0) = 0, \\ (Q_n - m_Q) \frac{d\bar{P}_0}{dm} = \mu_2 \bar{P}_{32}, \\ m_Q \frac{d\bar{P}_2}{dm} = \lambda_2 \bar{P}_{n0}, \end{array} \right. \quad (15)$$

где $\bar{P}_0(m), \bar{P}_2(m)$ – значения $\bar{P}_0(m, t)$ и $\bar{P}_2(m, t)$ при $t \rightarrow \infty$; \bar{P}_{32} и \bar{P}_{n0} – значения $\bar{P}_{32}(t)$ и $\bar{P}_{n0}(t)$ при $t \rightarrow \infty$.

Пропускная способность в этом случае определяется из выражения:

$$m_c = m_Q \bar{P}_{n0} + Q_n \int_0^{m_0} \bar{P}_0(m) dm. \quad (16)$$

Подставляя решение уравнений (15) в (16), получим пропускную способность в виде:

$$m_c = \left[\frac{1 + \frac{(Q_n - \bar{Q}_n)}{(\bar{Q}_n - m_Q)} (1 - e^{A_2 \gamma V})}{1 + \gamma_2 e^{A_2 \gamma V} + \frac{(Q_n - \bar{Q}_n)}{(\bar{Q}_n - m_Q)} (1 - e^{A_2 \gamma V})} \right] m_Q, \quad (17)$$

где

$$A_2 = \frac{\mu_2 [(1 + \gamma_2) m_Q - Q_n]}{m_Q (Q_n - m_Q)}.$$

Если надбункерный конвейер функционирует с простоями, т.е. $\lambda_1 \neq 0$, $\mu_1 \neq 0$, то подставив в последнюю формулу вместо m_Q его среднее значение, равное $\bar{m}_Q = \frac{m_Q}{1 + \gamma_1}$, получим пропускную способность системы «конвейер – бункер – конвейер» в случае $m_Q \leq Q_n$ без дополнительных ограничений в виде:

$$m_c = \left[\frac{1 + \frac{(Q_n - \bar{Q}_n)}{(\bar{Q}_n - \bar{m}_Q)} (1 - e^{A_2 \gamma V})}{1 + \gamma_2 e^{A_2 \gamma V} + \frac{(Q_n - \bar{Q}_n)}{(\bar{Q}_n - \bar{m}_Q)} (1 - e^{A_2 \gamma V})} \right] \bar{m}_Q, \quad (18)$$

где

$$A_2 = \frac{\mu_2 [\bar{m}_Q (1 + \gamma_2) - Q_n]}{\bar{m}_Q (Q_n - \bar{m}_Q)}.$$

На рис. 4–6 показаны графики зависимости средней производительности m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» от объема бункера V при различных значениях поступающего m_Q и разгружаемого Q_n грузопотоков, построенные согласно формул (9) и (18).

При этом, для всех случаев средняя производительность поступающего грузопотока $m_Q = 3,7$ т/мин, а параметры потоков отказов и восстановлений надбункерного и подбункерного конвейеров принимали значения соответственно $\lambda_1 = 0,025$ мин⁻¹, $\mu_1 = 0,0614$ мин⁻¹; $\lambda_2 = 0,017$ мин⁻¹, $\mu_2 = 0,069$ мин⁻¹; удельный вес груза $\gamma = 1$ т/м³.

На рис. 4 кривым 1, 2, 3 соответствуют значения $Q_n = 1; 2; 3$ т/мин (см. (9)).

На рис. 5 кривым 1, 2, 3 соответствуют значения $Q_n = 4; 5; 6$ т/мин (см. (18)).

На рис. 6 кривая 1 соответствует случаю $m_Q = Q_n = 3,7$ т/мин (см. (18)); кривая 2 соответствует формуле Черкесова [4].

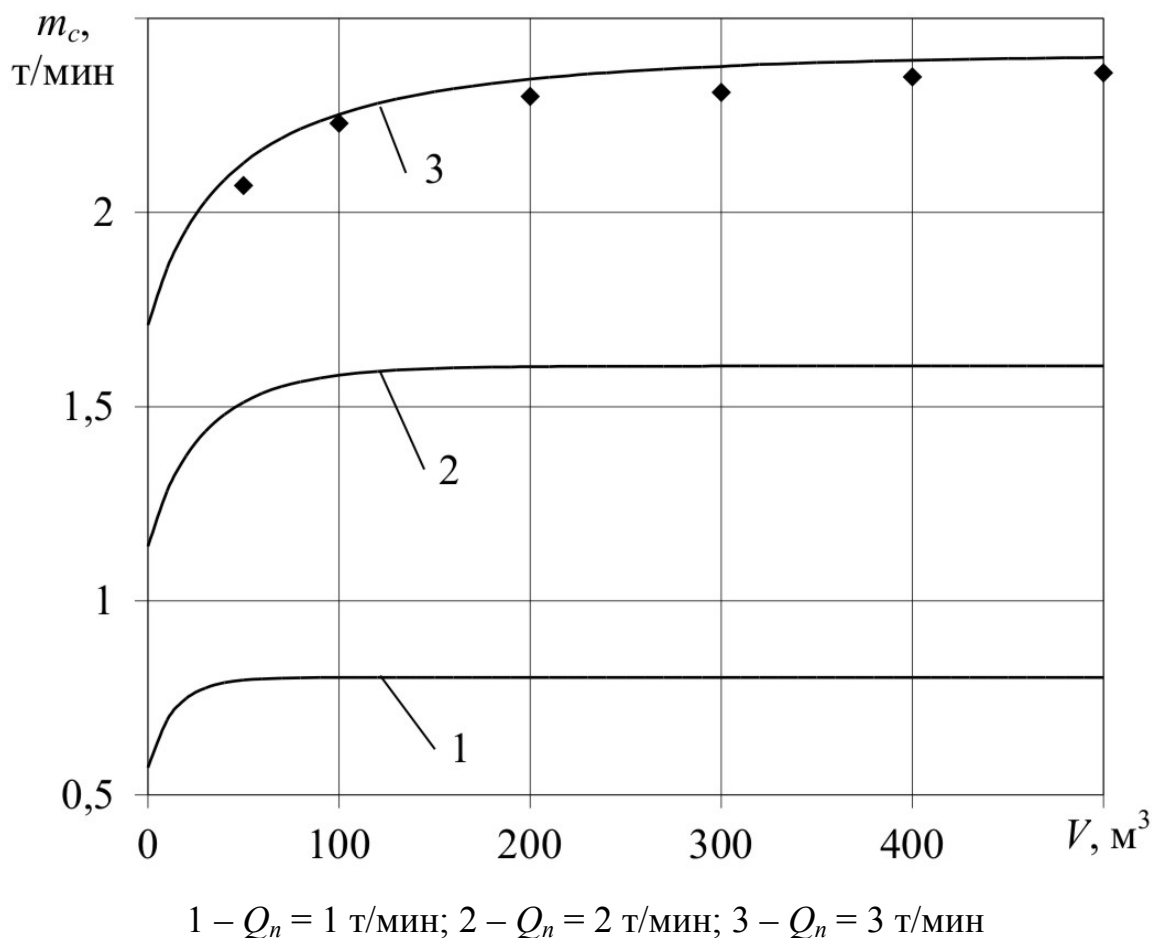
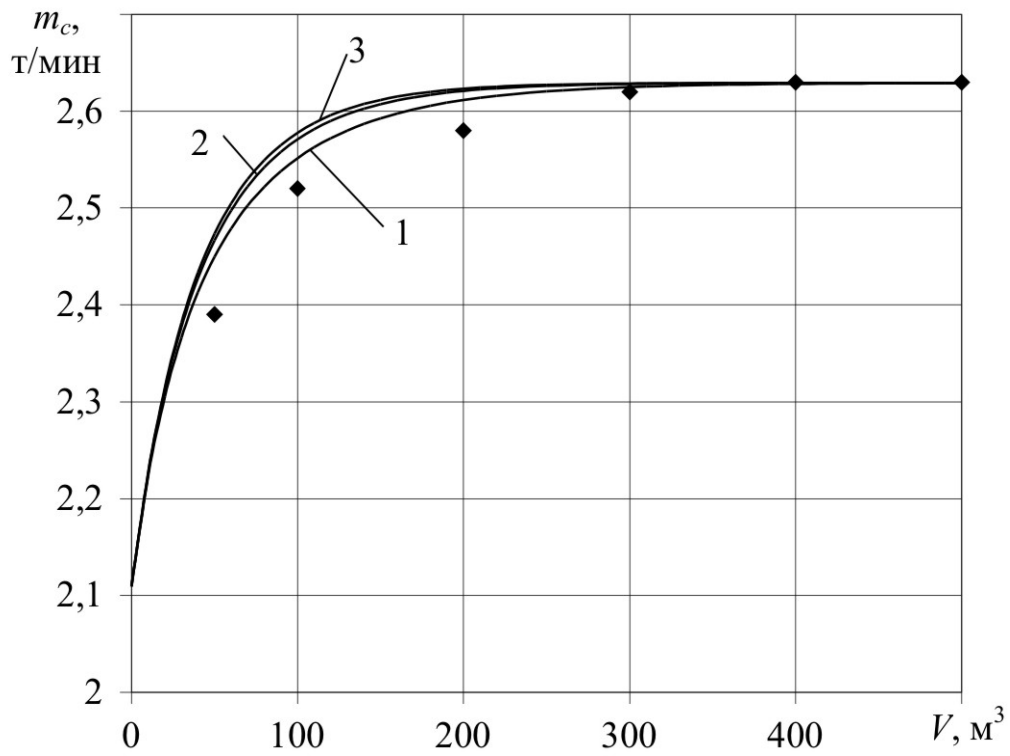
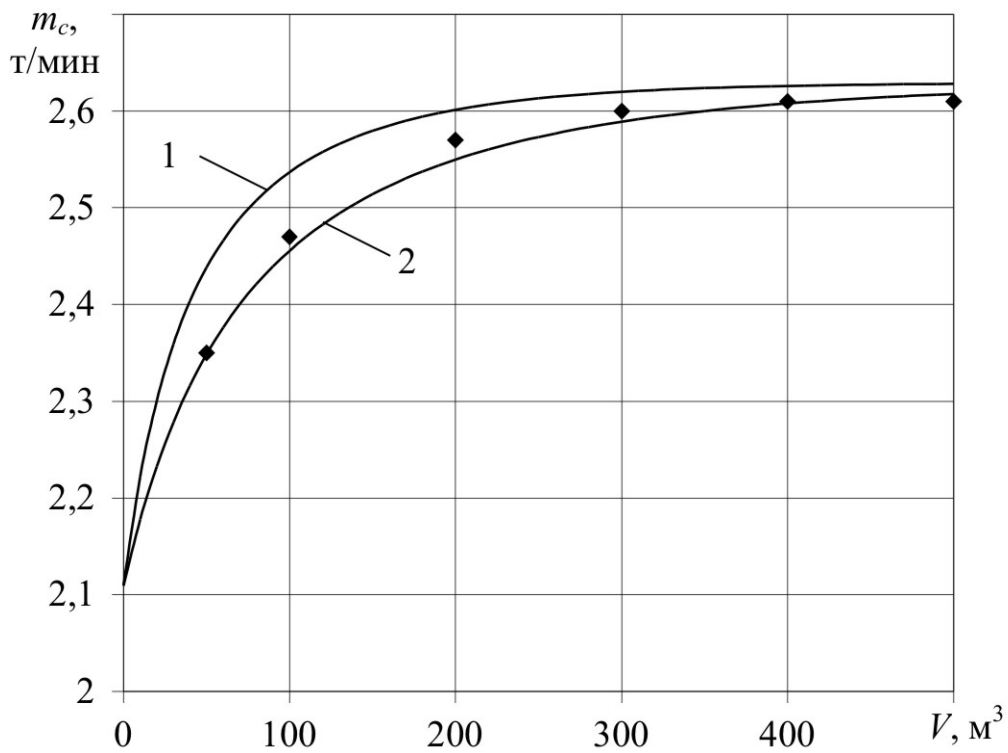


Рис. 4. Графики зависимости средней производительности m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» от объема бункера V при $m_Q > Q_n$



1 – $Q_n = 4$ т/мин; 2 – $Q_n = 5$ т/мин; 3 – $Q_n = 6$ т/мин

Рис. 5. Графики зависимости средней производительности m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» от объема бункера V при $m_Q < Q_n$



1 – формула Кирии Р.В.; 2 – формула Черкесова Г.Н.

Рис. 6. Графики зависимости средней производительности m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» от объема бункера V при $m_Q = Q_n$

Из рис. 4–6 видно, что при любых значениях m_Q и Q_n при увеличении объема бункера пропускная способность системы «конвейер – бункер – конвейер» m_c сначала увеличивается, а затем с увеличением объема груза V в бункере m_c не изменяется и принимает постоянное значение.

При этом, в случае $m_Q > Q_n$ с увеличением производительности разгрузки Q_n пропускная способность m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» увеличивается, а в случае $m_Q \leq Q_n$ с увеличением Q_n пропускная способность m_c не изменяется.

Кроме того, на рис. 4–6 точками показаны результаты имитационного моделирования.

Выводы. На основе теории марковских процессов с непрерывным временем и дискретным состоянием получены упрощенные модели, описывающие процесс функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер» при различных соотношениях производительностей надбункерной и подбункерной конвейерных линий.

Анализ процесса функционирования системы «конвейер – бункер – конвейер» показал, что для любых значений поступающего в бункер и разгружаемого из него грузопотоков с увеличением объема груза в бункере пропускная способность системы сначала увеличивается, а затем принимает постоянное значение.

Кроме того, если производительность надбункерного конвейера больше производительности подбункерного конвейера ($m_Q > Q_n$), то с увеличением Q_n пропускная способность m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» увеличивается. Если же $m_Q \leq Q_n$, то с увеличением Q_n пропускная способность m_c системы «конвейер – бункер – конвейер» практически не изменяется.

Полученные теоретические результаты достаточно хорошо совпали с результатами имитационного моделирования.

Список литературы

1. Владзиевский Д. П. Автоматические линии в машиностроении. Книга 1. / Д. П. Владзиевский. – М.: Машгиз, 1958. – 430 с.
2. Шахмейстер Л. Г. Расчет осредняющей емкости у лавы методами теории массового обслуживания / Л. Г. Шахмейстер, П. И. Ярошевский // Уголь Украины. – 1967. – №8. – С. 66–68.
3. Алотин Л. М. Исследование и обоснование увеличения угледобычи при использовании аккумулирующего бункера в транспортной линии / Л. М. Алотин, В. Л. Белгородский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1970. – № 6. – С. 108–111.
4. Черкесов Г. Н. Надежность технических систем с временной избыточностью / Г. Н. Черкесов. – М.: Советское радио, 1974. – 296 с.
5. Вентцель Е.С. Теория случайных процессов и ее инженерные приложения: учебное пособие / Е.С. Вентцель, Л.А. Овчаров. – М.: КНОРУС, 2011. – 448 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.
Надійшла до редакції 27.04.2013*

О ПРИМЕНЕНИИ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ «MineModeler» В УСЛОВИЯХ ШАХТ ПАО ДТЭК «ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

Представлены результаты применения программного обеспечения «MineModeler» в условиях шахт ПАО ДТЭК «Павлоградуголь»

Представлені результати застосування програмного забезпечення «MineModeler» в умовах шахт ПАО ДТЕК «Павлоградуголь»

Results are presented of application of the software «MineModeler» in the conditions of the mines PAO DTEK «Pavlogradugol»

Современные горные предприятия имеют большую протяженность горных выработок и зачастую ведут эксплуатацию месторождения в сложных горно-геологических условиях. С увеличением глубины разработки полезных ископаемых возрастает выделение ядовитых и опасных газов, повышается температура воздуха, что влечет за собой ухудшение контроля и управления распределением воздуха по горным выработкам. Это в свою очередь вызывает расход огромного количества электроэнергии, потребляемой вентиляторами главного проветривания шахт. В процентном отношении оно достигает порядка 40% от общих издержек предприятия, что составляет 3 – 5 млн. грн. в год.

Проветривание угольных шахт осуществляется за счет искусственных и естественных источников тяги, продуманного расположения горных выработок и вентиляционных сооружений различного типа. Обеспечение выработок требуемым расходом воздуха является одной из главных задач, регулярно решаемых ИТР участков вентиляции горных предприятий и депрессионными службами. Сложность шахтных вентиляционных сетей, их разветвленность, нелинейность уравнений, описывающих движение воздуха в горных выработках, делают практически невозможным оптимально решать задачи воздухораспределения без применения ЭВМ.

На сегодняшний день современные языки программирования позволяют создавать имитационные модели воздухораспределения подземных горных предприятий. Одной из таких систем является программное обеспечение «MineModeler» (рис. 1), разработанное ведущими специалистами научно-исследовательского института горных проблем Академии инженерных наук Украины для условий ОАО «Павлоградуголь».

«MineModeler» обеспечивает решение комплекса задач воздухораспределения в шахтной вентиляционной сети и ориентирована для работы специалистов участков вентиляции и депрессионных служб. Основным набором исходных данных для программы «MineModeler» являются аэродинамические сопротивления вентиляционных сооружений и ветвей, их взаимосвязи и характеристики источников тяги.

Программное обеспечение «MineModeler» разработано с целью ведения технической документации участка ВТБ, создания математических моделей вентиляционных сетей горных предприятий и решения следующих задач (табл. 1).

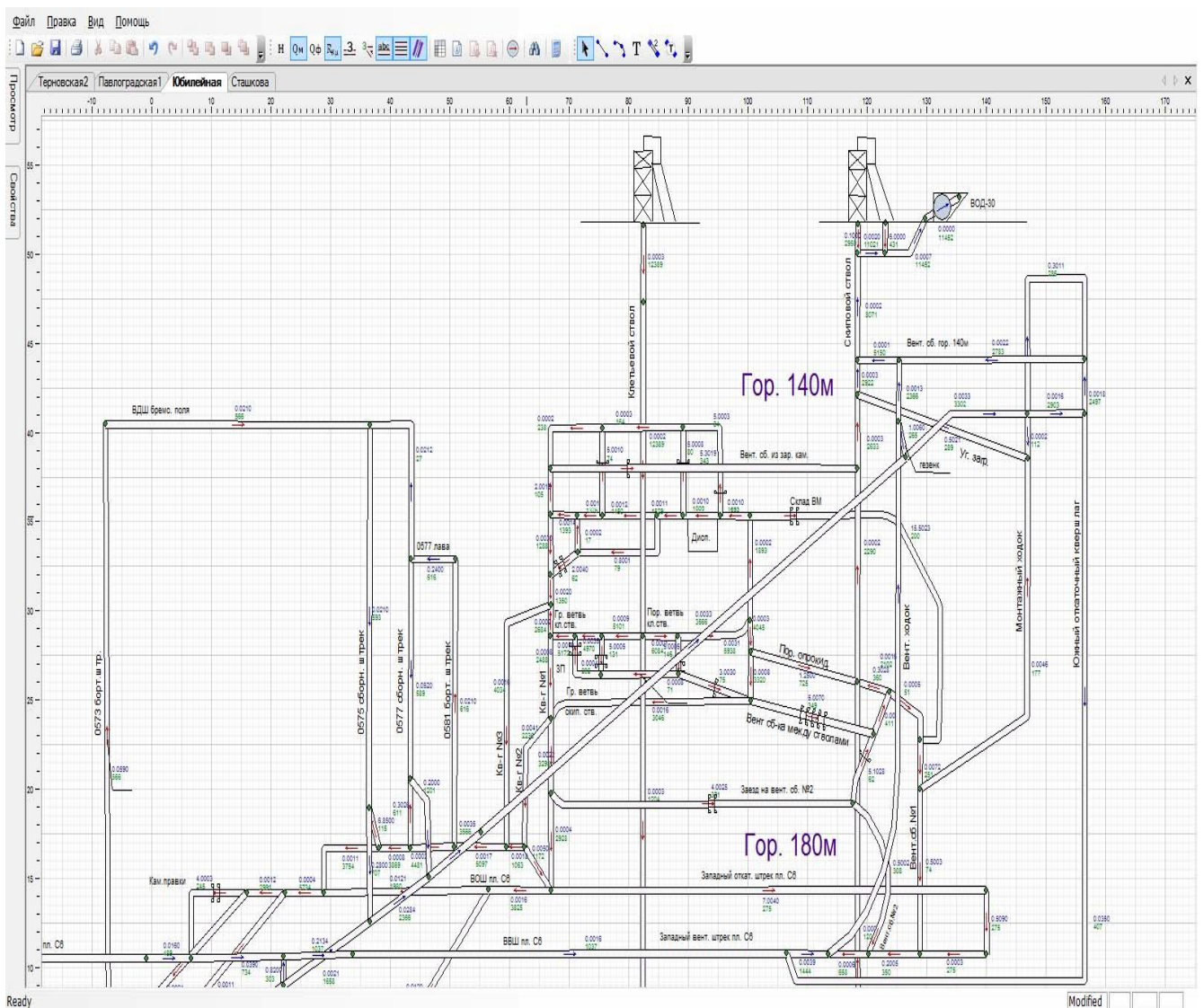


Рис. 1. Интерфейс программного обеспечения

К основным достоинствам «MineModeler» можно отнести следующее:

- интуитивный интерфейс, создающий комфортные условия работы, а также простота обучения и управления программой;
- оперативность внесения изменений в схему шахтной вентиляционной сети и точность выполнения вычислений;
- наглядное отображение мест опрокидывания вентиляционной струи при моделировании аварийных ситуаций;
- обеспечение совместимости с рядом программных средств (РЕВОД 4.0, AutoCAD, Microsoft Word, Microsoft Excel);
- максимально полное использование возможностей современного компьютерного оборудования и современных операционных систем;
- возможности неограниченного наращивания функциональности;
- использование современных средств разработки программного обеспечения.

Основные задачи, решаемые в «MineModeler»

Решаемые задачи	Реализация в программном обеспечении																																																																																																								
<p>1. Оптимальное распределение воздуха по подземным горным выработкам;</p> <p>2. Перспективное развитие горных работ в вопросах проветривания;</p> <p>3. Устойчивость проветривания очистных и подготовительных выработ.</p> <p>4. Расчет аварийных режимов проветривания;</p>																																																																																																									
<p>5. Поиск оптимальных параметров работы вентиляторов главного проветривания для снижения расхода электроэнергии</p>																																																																																																									
<p>6. Моделирование работы главных вентиляционных установок, как осевых, так и центробежных в режимах: нормальный, реверсивный, остановка.</p>																																																																																																									
<p>7. Моделирование проветривания тупиковых выработок при помощи вентиляторов местного проветривания.</p>																																																																																																									
<p>8. Моделирование естественной тяги и тепловой депрессии.</p>																																																																																																									
<p>9. Ведение отчетной документации участка вентиляции и других задач, связанных с проветриванием</p>	<table border="1" data-bbox="624 1800 1433 1989"> <thead> <tr> <th></th> <th>A</th> <th>B</th> <th>C</th> <th>D</th> <th>E</th> <th>F</th> <th>G</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>2</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>3</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>Дата</td> <td>№ ветви</td> <td>Место замера</td> <td>Сечение</td> <td>Скорость</td> <td>Расход воздуха</td> <td>Температура</td> </tr> <tr> <td>5</td> <td>05.01.09</td> <td>1</td> <td>Клетевой ствол</td> <td>9</td> <td>23</td> <td>12390.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>6</td> <td></td> <td>17</td> <td>Скиповый ствол</td> <td>9</td> <td>5.5</td> <td>2950.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>7</td> <td></td> <td>310</td> <td>Вент. скважина №1</td> <td>7</td> <td>0.6</td> <td>253.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>8</td> <td></td> <td>279</td> <td>Вент. скважина №2</td> <td>7</td> <td>0.61</td> <td>256.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>9</td> <td></td> <td>15</td> <td>Утечки</td> <td></td> <td></td> <td>431.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>10</td> <td></td> <td>312</td> <td>Утечки</td> <td></td> <td></td> <td>326.00</td> <td></td> </tr> <tr> <td>11</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>=sum(F5:F10)</td> <td></td> </tr> <tr> <td>12</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>		A	B	C	D	E	F	G	1								2								3								4	Дата	№ ветви	Место замера	Сечение	Скорость	Расход воздуха	Температура	5	05.01.09	1	Клетевой ствол	9	23	12390.00		6		17	Скиповый ствол	9	5.5	2950.00		7		310	Вент. скважина №1	7	0.6	253.00		8		279	Вент. скважина №2	7	0.61	256.00		9		15	Утечки			431.00		10		312	Утечки			326.00		11						=sum(F5:F10)		12							
	A	B	C	D	E	F	G																																																																																																		
1																																																																																																									
2																																																																																																									
3																																																																																																									
4	Дата	№ ветви	Место замера	Сечение	Скорость	Расход воздуха	Температура																																																																																																		
5	05.01.09	1	Клетевой ствол	9	23	12390.00																																																																																																			
6		17	Скиповый ствол	9	5.5	2950.00																																																																																																			
7		310	Вент. скважина №1	7	0.6	253.00																																																																																																			
8		279	Вент. скважина №2	7	0.61	256.00																																																																																																			
9		15	Утечки			431.00																																																																																																			
10		312	Утечки			326.00																																																																																																			
11						=sum(F5:F10)																																																																																																			
12																																																																																																									

Реализация проекта по улучшению систем проветривания проводилась на 6 шахтах ОАО «Павлоградуголь». Для их условий были построены имитационные модели воздухораспределения, что позволило проводить моделирование системы проветривания не только в лабораторных условиях института-разработчика, но и на предприятиях ИТР и разрабатывать решения по улучшению систем проветривания.

В частности, на опытных предприятиях были смоделированы устойчивость проветривания для вновь вводимых очистных и подготовительных забоев, перспективное развитие горных работ в вопросах проветривания на 3 – 4 года вперед. В ходе опытной эксплуатации программного обеспечения средняя абсолютная погрешность натурального и расчетного количества воздуха не превышала 15%. На рис. 2. показан экспериментальный участок шахтной вентиляционной сети ш. Терновская с сопоставлением расчетных и натуральных значений расхода воздуха.

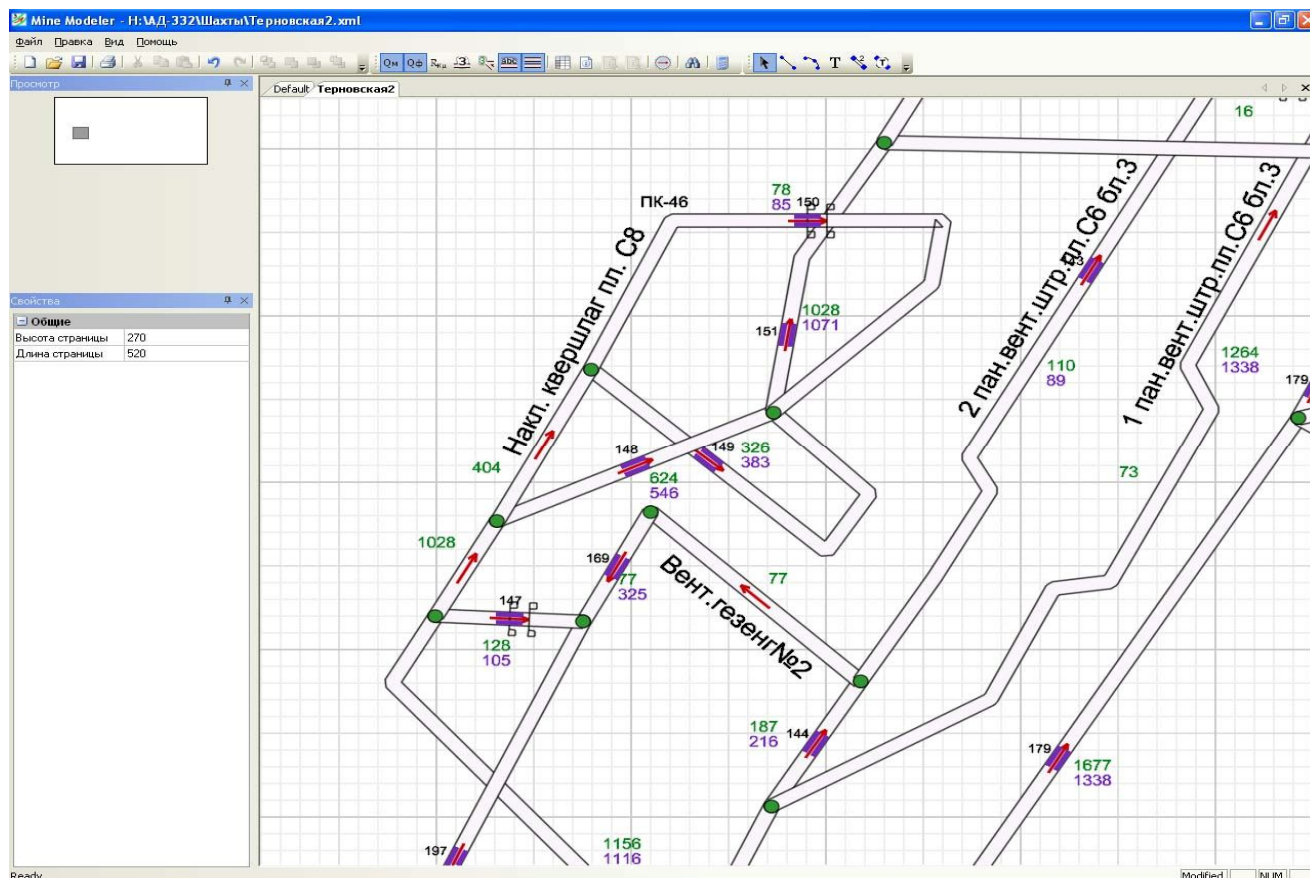


Рис. 2. Сопоставление расчетных и натуральных значений расход воздуха

Одним из перспективных направлений расширения программного обеспечения «MineModeler», является моделирование плана ликвидации аварии, основой которого является схема шахтной вентиляционной сети.

В зависимости от протяженности и разветвленности горных выработок, количества вентиляторов главного проветривания, выемочных участков и горизонтов оперативная часть плана ликвидации аварии может достигать до 400 позиций (примерно 700 - 800 листов машинописного текста).

При изменении обстановки в шахте, (в основном проходка новых и погашение старых выработок) изменяется ее схема проветривания. Это влечет за собой изменение маршрутов движения людей застигнутых аварией, находящихся в угрожаемых выработках, а также движение ГВГСС. Согласно п.1.6 «Инструкции по составлению ПЛА» при изменении обстановки в шахте, в течении суток должны быть внесены изменения в позициях ПЛА. Их количество может достигать до 40 позиций. Изменения так же вносятся и в графические схемы ПЛА.

Выполнение вышеперечисленных объемов работ как по составлению ПЛА, так и при его пополнении указывает на актуальность создания программного обеспечения по его моделированию, что позволит:

- значительно (в 100 – 1000 раз) сократить время реагирования и принятия адекватного решения по ликвидации и/или предотвращению аварии;
- сократить объем «бумажных» носителей информации и перевести систему контроля безопасности по одной угольной шахте на уровень работы по всему объединению (при условии внедрения систем на всех шахтах объединения);
- получать доступ к информации об уровне безопасности для руководителей в реальном масштабе времени;
- создать электронный архива событий на каждом угледобывающем предприятии и в объединении.

В целом по применению программного обеспечения «MineModeler» на шахтах ОАО «Павлоградугноль» можно сделать следующие выводы:

1. Создаваемое программное обеспечение позволяет существенно снизить трудоемкость работ и время проектирование технической документации в вопросах проветривания шахт. Автоматизация процессов проектирования позволяет повысить точность и надежность технологических расчетов.

2. Программное обеспечение играет роль центрального информационного ресурса для руководства, инженеров и рабочих горных предприятий. Оперативная работа с горнотехнической документацией обеспечивает более тесную связь между всеми группами работников и подразделениями.

3. Автоматизация составления технической документации открывает новые возможности прогнозирования, проектирования и анализа, выполнения ряда новых функций. Соответственно, инженеры смогут принимать более эффективные решения, учитывающие различные тонкости конкретной ситуации.

4. Внедрение программного обеспечения способствует дальнейшему развитию и внедрению компьютерных технологий в проектирование горных работ, повышает инженерный уровень специалистов и престиж предприятия в целом.

Список литературы

1. Абрамов Ф.А. «Расчёт вентиляционных сетей шахт и рудников» Москва «Недра» 1978.
2. Багриновский А.Д. Теоретические вопросы автоматизации проветривания угольных шахт. М., «Наука» 1965.
3. Абрамов Ф.А., Тянь Р.Б. „Воздухораспределение в вентиляционных сетях шахт”. Киев, „Наукова думка”, 1971. 135с.
4. Комаров В.Б., Борисов Д.Ф. „Рудничная вентиляция” М.–Л., ГОНТИ НКТП СССР, 1983. 453с.
5. Владимир Ш.А. Borland C++ Builder 6. – СПб.: Питер, 2003г. – 798 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 08.05.2013*

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ТЕРРИКОНОВ ПО ДАННЫМ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ НА ОСНОВЕ ГИС-ТЕХНОЛОГИИ

Разработана геоинформационная технология обработки данных дистанционного зондирования Земли из космоса для анализа температурного состояния и выявления участков горения терриконов угольно-промышленных регионов. Выполнена апробация технологии на одновременных данных мультиспектральных космических съемок Landsat-TM/ETM+ участка Донецкого угольного бассейна.

Розроблена геоінформаційна технологія обробки даних дистанційного зондування Землі з космосу для аналізу температурного стану і виявлення ділянок горіння терриконів вугільно-промислових регіонів. Виконана апробація технології на різночасових даних мультиспектральних космічних зйомок Landsat-TM/ETM+ фрагменту території Донецького вугільного басейну.

Geoinformation technology is created. It is aimed at processing Earth remote sensing data from space to analyze slagheaps temperature state and identify burning areas of coal-bearing rocks. The technology is tasted on the Landsat-TM/ETM+ hetero-temporal multispectral satellite imagery for the Donets Coal Basin.

Введение. Автоматизированное выявление горящих терриконов, оказывающих интенсивное воздействие на окружающую природную среду, является первоочередной задачей для своевременного принятия мер по ликвидации очагов продолжительного горения. Изучение проблем горящих террикон ведется в Украине наземными методами [1]. Локальная привязка, высокая трудоемкость и стоимость работ не позволяет использовать наземные методы для исследования крупных территорий. Поэтому зарубежные исследователи для локализации участков длительного горения углесодержащих пород – угольных пожаров, используют данные дистанционного зондирования Земли из космоса (ДЗЗ) [2].

Существующие технологии дистанционного обнаружения угольных пожаров нацелены на выявление поверхностных выходов угольных пород, что не характерно для угольных терриконов, либо базируются на обнаружении тепловых аномалий по ночным данным космических съемок, доступ к которым зачастую ограничен либо отсутствует. Кроме того, систематическое влияние облачности на качество данных космических съемок в дневное время суток не позволяет использовать для изучения состояния терриконов традиционные методы прогнозирования временных рядов, предполагающие соблюдение условия полноты и равенства интервалов между датами съемок, а также присутствие во временном ряде детерминированной составляющей. Указанные обстоятельства требуют создания новых методов и информационных технологий, обеспечивающих преобразование и аналитическую обработку одновременных мультиспектральных космических изображений. Это обеспечит повышение эффективности использования изображений терриконов в системах поддержки принятия решений предприятий угольной промышленности.

Постановка задачи. В общем виде задача анализа космических изображений терриконов предполагает использование технологий цифровой обработ-

ки изображений и распознавания образов. Однако, применение существующих методов фильтрации, сегментации, классификации не позволяет прийти к должному результату при анализе космических изображений терриконов. Сложность их обработки связана с присутствием невыразительных участков горения, расположенных на неоднородном яркостном фоне и слабо отличимых по своим спектральным характеристикам от участков различных типов земного покрова. Поэтому актуальной научно-прикладной задачей является создание геоинформационной технологии для решения практических задач анализа состояния и выявления горящих терриконов на основе разработки новых методов, моделей и алгоритмов обработки разновременных данных ДЗЗ.

Целью работы является создание геоинформационной технологии для повышения эффективности результатов автоматизированного анализа изображений терриконов и обнаружения процессов горения.

Геоинформационная технология анализа состояния терриконов.

Основные этапы разработанной технологии следующие: ввод данных, формирование и оптимизация признакового пространства, классификация, оценка степени пожароопасности терриконов, исследование температурного поля терриконов, анализ и визуализация результатов (рис. 1).

1. Ввод данных. На первом этапе производится формирование выборки данных разновременных мультиспектральных (в частности, тепловых) космических изображений, создание базы геоданных наземных наблюдений и формирование контрольной выборки терриконов с известным состоянием (например, озелененный, горящий, действующий).

2. Формирование признакового пространства. По данным тепловых космических изображений оценивается приповерхностная температура. Вычисляются значения спектральных индексов (например, Normalized Difference Vegetation Index, Normalized Difference Water Index и др.), рассчитываются значения текстурных характеристик. Полученные наборы характеристик подаются на вход процедур контролируемой классификации для локализации терриконов. Для повышения точности результатов классификации разработаны алгоритмы расчета информативных корреляционных и инвариантных интегральных характеристик [3].

3. Оценка информативности признаков. Оптимизация признакового пространства производится на основе факторного анализа по методу главных компонент.

4. Классификация и морфометрический анализ. Классификация с обучением типов земного покрова производится с использованием метода ближайшего соседа и функции меры близости (ФМБ) по минимуму спектральных расстояний между векторами характеристик.

5. Морфометрический анализ. В результате выполнения процедур классификации определяется классовая принадлежность для каждого пикселя изображений терриконов. Группа смежных пикселей класса образует компоненту связности или объект, интерпретируемый в терминах объектов и явлений реального мира. Процедуры морфометрического анализа рассчитывают соотношения показателей площади и периметра объекта, в частности, индекс компактности и индекс подобия к окружности, что позволяет уточнить классификацию.



Рис. 1. Общая схема геоинформационной технологии

6. *Оценка степени пожароопасности терриконов.* По вероятности возгорания $y \in [0;1]$ выделяют 3 класса пожароопасности терриконов (соответствующее множество термов: $\Pi = \{\text{"незначительная"}, \text{"существенная"}, \text{"угрожающая"}\}$). Классы не имеют четких границ, поэтому целесообразно применять аппарат нечеткого логического вывода к решению задачи оценки степени пожароопасности. Разработана модель, представляющая функциональное отображение вида:

$$\mathbf{X} = (x_1, x_2, x_3) \rightarrow y \in [0;1], \quad (1)$$

где $\mathbf{X} = (x_1, x_2, x_3)$ – вектор влияющих факторов, содержащий данные о состоянии растительности x_1 (множество термов: $R = \{\text{"отсутствует"}, \text{"редкая"}, \text{"густая"}\}$), влажности поверхности террикона x_2 (множество термов: $V = \{\text{"пониженная"}, \text{"умеренная"}, \text{"повышенная"}\}$) и приповерхностной температуре x_3 (множество термов: $T = \{\text{"низкая"}, \text{"средняя"}, \text{"высокая"}\}$). Нечеткий вывод Мамдани выполняется по базе знаний, моделирующей зависимость $y = f(x_1, x_2, x_3)$:

$$(x_1 = \tilde{a}_{1j}) \Theta_j (x_2 = \tilde{a}_{2j}) \Theta_j (x_3 = \tilde{a}_{3j}) \Rightarrow y = \tilde{d}_j, j = \overline{1, m},$$

где \tilde{a}_{ij} – нечеткий терм, которым оценивается фактор x_i в j -м правиле, $j = \overline{1, m}$; \tilde{d}_j – заключение j -го правила; $m = 27$ – количество правил в базе знаний; Θ_j – логическая операция объединения либо пересечения, связывающая фрагменты посылки j -го правила; \Rightarrow – нечеткая импликация.

Для терриконов с существенной и угрожающей пожароопасностью исследуется пространственно-временная динамика изменения поля приповерхностных температур.

7. *Исследование особенностей температурного поля терриконов.* Изучение температурного поля основывается на разработанной математической модели, использующей дифференциальные операторы первого и второго порядков, а также предложенном методе выявления устойчивых базовых пространственно-временных структур (БПВС) терриконов с использованием объективной кластеризации.

Поле приповерхностных температур в q -й момент времени ($q = 1, \dots, M$) представляет собой трехмерную функцию $T_q(x, y, z)$, заданную во всех точках пространства. Каждой точке поля ставится во взаимно-однозначное соответствие множество [5]:

$$\Phi = \{T, \bar{a}, |\bar{a}|, d, \varphi\}, \quad (2)$$

где $T = \{T(t_q, t_s)\}$ – нормированные абсолютные разности температур, оцененные для q -го и s -го моментов наблюдений, $q, s \in \{1, \dots, M\}$; $q \neq s$; $\bar{a} = \{\bar{a}_{q,s}\}$ – градиент абсолютных значений нормированных разностей температур, характеризующий скорость и направление изменения температуры; $d = \{d_{q,s}\}$ – дивергенция градиента, определяющая источник температурного поля; $\varphi = \{\varphi_{q,s}\}$

– угол между векторами градиентов поля температур для q -го и s -го моментов наблюдений.

Множество разновременных тепловых космических изображений $F = \{F(t_1), F(t_2), \dots, F(t_m)\}$ ($m = 1, \dots, M$ – номер момента времени) группируется в непересекающиеся разносезонные выборки $S = \{S(\tau_1), S(\tau_2), \dots, S(\tau_p)\}$ ($p = 1, \dots, P$ – номер периода времени) и содержит множество $Q = \{Q^{(1)}, Q^{(2)}, \dots, Q^{(n)}\}$ объектов – фрагментов изображений терриконов (n – количество объектов). Результатом пространственно-временной кластеризации является множество пространственно-временных структур (ПВС) объектов: $Y = \{Y^{(1)}, Y^{(2)}, \dots, Y^{(n)}\}$, $Y^{(i)} = \{y_1^{(i)} \cup y_2^{(i)} \cup \dots \cup y_{l_i}^{(i)}\}$ (l_i – количество ПВС i -го объекта). В качестве базовой

пространственно-временной структуры (БПВС) i -го объекта $y^{(i)}$ принимается ПВС, содержащая источник температурного поля. БПВС соответствуют участкам горения терриконов.

Для формирования ПВС применяются процедуры кластеризации к каждому элементу множества Q . Исходными данными для кластеризации пикселей объекта $Q^{(i)}$ ($i = 1, \dots, n$) является блочная матрица:

$$(G : X(\tau_1) : X(\tau_2) : \dots : X(\tau_p)),$$

где G – матрица размером $w_i \times 2$ координат пикселей в пространстве изображения (w_i – количество пикселей i -го объекта, $i = 1, \dots, n$); $X(\tau_p) = (X_1(\tau_p), X_2(\tau_p), \dots, X_{w_i}(\tau_p))$ – матрица типа "объект-свойство".

Кластеризация $K(\tau_p)$ пикселей объекта $Q^{(i)}$ ($i = 1, \dots, n$) в период $\tau = \tau_p$ представляется как:

$$K(\tau_p) = \{K_1(\tau_p), K_2(\tau_p), \dots, K_k(\tau_p)\},$$

где k – количество кластеров;

$$K_i(\tau_p) \quad - \quad i\text{-й кластер}, \quad \bigcup_{i=1}^k K_i(\tau_p) = X(\tau_p) \quad (i = 1, \dots, k),$$

$$K_i(\tau_p) \cap K_j(\tau_p) = \emptyset, \quad \forall i \neq j.$$

В результате каждому пикселю объекта $Q^{(i)}$ сопоставляется номер кластера, к которому он принадлежит в период τ_p .

Формирование ПВС объектов множества выборок S производится с учетом преемственности кластеризаций, основанной на предположении о сходстве результатов кластеризаций для последовательных периодов времени.

Преемственность кластеризаций учитывается посредством построения матрицы $A(\tau_p, \tau_{p+1})$, каждый элемент $a_{ij}(\tau_p, \tau_{p+1})$ которой определяет коли-

чество пикселей, одновременно входящих в кластер $K_i(\tau_p)$ и $K_j(\tau_{p+1})$, $i, j = 1, \dots, k$.

Результатом пространственно-временной кластеризации является множество

$$Y = (Y^{(1)}, Y^{(2)}, \dots, Y^{(n)}),$$

где $Y^{(i)}$ ($i = 1, \dots, n$) – множество ПВС i -го объекта, $Y^{(i)} = \{y_1^{(i)} \cup y_2^{(i)} \cup \dots \cup y_{l_i}^{(i)}\}$ (l_i – количество ПВС i -го объекта).

Каждый объект $Q^{(i)}$ содержит подмножества пикселей $y_j^{(i)}$ различных кластеров. В качестве базовой пространственно-временной структуры (БПВС) i -го объекта $y^{(i)}$ принимается ПВС, содержащая источник температурного поля (для нее $\text{div grad } T > 0$)

Множество БПВС $\overset{0}{Y} = \left\{ y^{(1)}, y^{(2)}, \dots, y^{(n)} \right\}$, подается на вход модифициро-

ванного алгоритма объективной кластеризации (рис. 2), базирующейся на итеративном принципе формирования кластеров в соответствии с различными мерами сходства между объектами, а также внутренними и внешними критериями качества кластеризации.

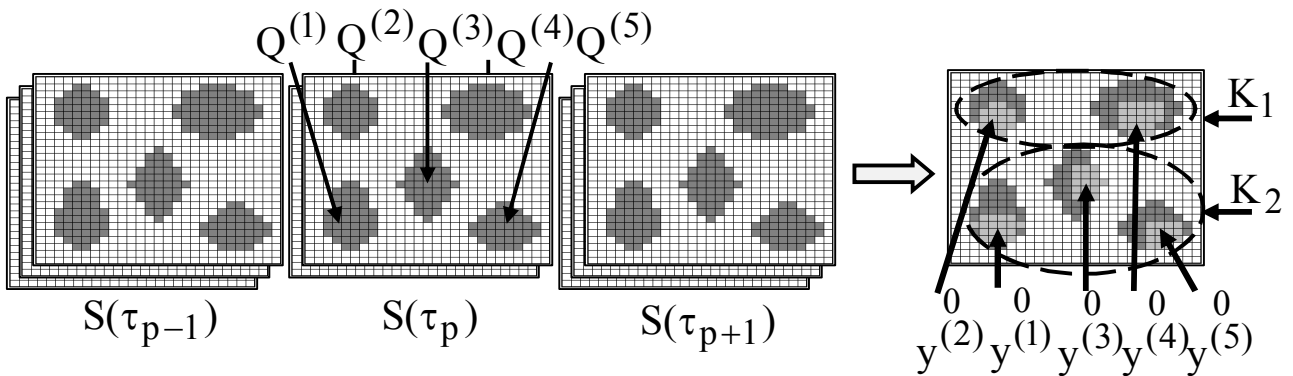


Рис. 2. Формирование базовых пространственно-временных структур

Для обоснования достоверности разбиения множества $\overset{0}{Y}$ на однородные кластеры по совокупности характеристик БПВС вводится внешний критерий, основанный на разбиении множества $\overset{0}{Y}$ по R временным срезам на R ($R < M$) непересекающихся равномоощных подмножеств:

$$\overset{0}{Y} = \left[Y^{(1)}, Y^{(2)}, \dots, Y^{(R)} \right]^T, \quad Y^{(j)} = \left(y_j^{(1)}, y_j^{(2)}, \dots, y_j^{(n)} \right), \quad j = 1, \dots, R$$

Пусть для множества Y получено множество кластеризаций $K = \{K^{(1)}, K^{(2)}, \dots, K^{(R)}\}$. Кластеризация $K = K^{(0)}$ является объективной в случае наибольшего числа совпадений кластеризаций, выполненных для равномоощных подмножеств, что соответствует минимуму критерия $J(K)$:

$$K^{(0)} = \arg \min(J(K)),$$

где $J(K)$ – мера сходства между кластеризациями, составляющими множество K :

$$J(K) = \frac{\frac{1}{R} \sum_{i=1}^R \left(\sum_{j=1}^{k_i} |K_j^{(i)}|^2 \right) - \frac{1}{C_R^2} \sum_{i_1=1}^{R-1} \sum_{i_2=i_1+1}^R \left(\sum_{j_1=1}^{k_{i_1}} \sum_{j_2=1}^{k_{i_2}} |K_{j_1}^{(i_1)} \cap K_{j_2}^{(i_2)}|^2 \right)}{\frac{1}{R} \sum_{i=1}^R \left(\sum_{j=1}^{k_i} |K_j^{(i)}|^2 \right)}, \quad (3)$$

где k_i – количество кластеров в i -й кластеризации, $i = 1, \dots, R$; $|K_j^{(i)}|$ – количество элементов j -го кластера в i -й кластеризации, $j = 1, \dots, k_i$; C_R^2 – число сочетаний из R элементов множества K по 2.

При $J(K) = 0$ кластеризации множества K полностью совпадают, при $J(K) = 1$ кластеризации полностью различны.

Объективная кластеризация БПВС позволяет отнести терриконы к категориям техногенной опасности и оценить степень их воздействия на окружающую природную среду прилегающих территорий.

8. Визуализация и анализ результатов. Конечным результатом геоинформационной технологии являются данные о расположении терриконов, сведения о категориях пожароопасности терриконов, информация об источнике и пространственно-временной динамике распространения поля приповерхностных температур терриконов, а также сведения о расположении устойчивых пространственно-временных структур, соответствующих участкам горения терриконов. Анализ результатов предусматривает расчет ошибок классификации изображений при локализации терриконов (по данным картографических Интернет-сервисов) и оценку точности выявления участков горения терриконов (по данным контрольной выборки).

Визуализация представленных в растровом и векторном виде результатов геоинформационной технологии осуществляется на основе картографического сервиса Google Maps API совместно с языком программирования JavaScript, позволяющего размещать разнородные пространственные данные на картах и космических изображениях высокого пространственного разрешения.

Обсуждение результатов. Разработанная геоинформационная технология позволила решить ряд прикладных задач анализа терриконовых ландшафтов Донецкого угольного бассейна: локализации терриконов по множеству корреляционных и инвариантных интегральных характеристик с использованием процедур морфометрического анализа; выявления очагов горения терриконов и

оценки направления распространения поля приповерхностных температур в пространстве во времени; отнесения терриконов к категории горящих на основе выделения устойчивых базовых пространственно-временных структур по разносезонным выборкам данных тепловых космических съемок с применением объективной кластеризации.

Для тестового участка (табл. 1) выполнена контролируемая классификация типов земного покрова для локализации терриконов. Процедуры морфометрического анализа позволили выявить расположение терриконов с точностью 84% и устранить участки, ложно отнесенные к классу "Терриконы".

Таблица 1

Общие сведения о тестовом участке

Расположение терриконов контрольной выборки на изображении Landsat-TM тестового участка (канал 6, дата регистрации: 27.06.2012)	Сведения о тестовом участке
	<p>Площадь: 1053 км² Размеры: 40,5×26 км Города: Донецк, Макеевка Исходные данные: <i>Landsat-TM</i> Даты регистрации: 02.05.1985, 03.04.1986, 15.05.2007, 21.06.2009, 07.07.2009, 09.09.2009, 08.06.2010, 12.09.2010, 27.06.2012; <i>Landsat-TM+</i> Даты регистрации: 03.05.2000, 26.10.2000, 04.04.2001, 09.05.2002, 29.08.2002, 28.05.2003</p>

Данные тепловых съемок Landsat-TM/ETM+ тестового участка сгруппированы в 3 сезонные выборки. *Выборка I* содержала все изображения, *выборка II* – данные съемок за май-июнь, *выборка III* – данные съемок за август-сентябрь и *выборка IV* – данные, зарегистрированные в апреле и октябре. Для изображений *выборок I-IV* выявлены температурные аномалии, позволившие классифицировать терриконы как горящие и не горящие. Сопоставление результатов классификации с априорными данными позволило рассчитать ошибку классификации (26,2% для *выборки I*). *Выборки II* и *IV* характеризуются наибольшим процентом правильно классифицированных терриконов – 79,8% и 81,0% соответственно (табл. 2).

Таблица 2

Результаты классификации терриконов

Результаты классификации	Выборка I	Выборка II	Выборка III	Выборка IV
Ошибка классификации (%)	26,2	20,2	22,6	19,1
Ошибка 1 рода (%)	1,2	4,8	10,7	7,1
Ошибка 2 рода (%)	25,0	15,5	11,9	11,9
Процент правильно классифицированных терриконов (%)	73,8	79,8	77,4	81,0

В результате применения к выборкам объективной пространственно-временной кластеризации установлено расположение БПВС терриконов, также позволившее выполнять их отнесение к категориям горящих и не горящих. Например, присутствие ярко выраженных БПВС установлено для терриконов шахт "Южная", №29, "им. 60-летия СССР", ЦОФ "Чумаковская", №12 "Наклонная", "им. Челюскинцев", "Калинина", "Заперевальная" (рис. 3).

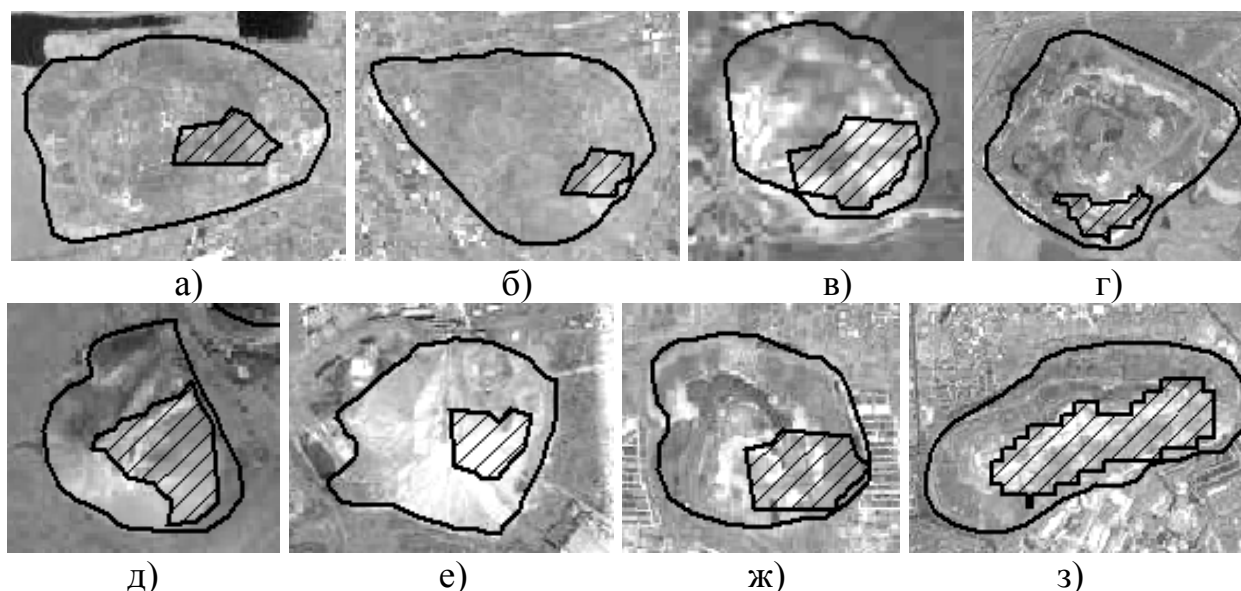


Рис. 3. Выделенные БПВС на изображениях сверхвысокого пространственного разрешения Интернет-сервиса Google терриконов шахт:

а) "Южная", б) №29, в) "им. 60-летия СССР", г) ЦОФ "Чумаковская", д) №12 "Наклонная", е) "им. Челюскинцев", ж) "Калинина", з) "Заперевальная"

Выводы. В работе предложена геоинформационная технология для решения практических задач анализа состояния и выявления горящих терриконов угольно-промышленных регионов на основе создания новых методов, моделей и алгоритмов обработки разновременных данных космических съемок.

Применение геоинформационной технологии для анализа терриконов фрагмента территории Донецкого угольного бассейна по данным ДЗЗ позволило выявить терриконы с существенной и угрожающей пожароопасностью, а также определить расположение участков продолжительного горения терриконов с точностью до 81,0% посредством нахождения температурных аномалий и базовых пространственно-временных структур.

Список литературы

1. Смирный М.Ф., Зубова Л.Г., Зубов А.Р. Экологическая безопасность терриконовых ландшафтов Донбасса: Монография. – М.: Изд-во ВГУ им. В. Даля, 2006. – 232 с.
2. Gangopadhyay P.K., Lahiri-Dutt K., Saha K.. Application of remote sensing to identify coal-fires in the Raniganj Coalbelt, India // International Journal of Applied Earth Observation and Geoinformation. – 2006. – No. 8. – P. 188–195.

3. Сергеева Е.Л. Информационная технология классификации типов земного покрова терриконовых ландшафтов по данным мультиспектральной космической съемки / Е.Л. Сергеева // Проблемы информатизации и управления. – 2010. – №4(32). – С. 93 – 99.
4. Busygin B. Using the space survey data for fire objects monitoring of the Donetsk coal basin / B. Busygin, I. Garkusha, K. Sergieieva // Proceedings of International Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production SWEMP 2010. – May 24-26, 2010. – Prague: Lesnicka prace. – P. 25 – 30;
5. Сарычева Л.В. Компьютерный эколого-социально-экономический мониторинг регионов. Математическое обеспечение / Л.В. Сарычева // – Днепропетровск: НГУ. – 2003. – 222 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бусигінім В.С.
Надійшла до редакції 18.05.2013*

УДК 539.3

© О.В. Белова

МЕТОД ВОЗМУЩЕНИЙ В ПРИЛОЖЕНИИ К ЗАДАЧАМ МЕХАНИКИ

Проанализированы этапы развития метода возмущений при решении задач механики. Решена задача о вдавливании штампа в упругую ортотропную пластину с цилиндрической анизотропией. Получено распределение напряжений под штампом, а также напряжений в пластине. Исследовано влияние на распределение напряжений под штампом отношения размера штампа к размеру свободной границы пластины.

Проаналізовані етапи розвитку методу збурень при розв'язанні задач механіки. Розв'язана задача про вдавлювання штампі в пружну ортотропну пластину з циліндричною анізотропією. Отримано розподіл напружень під штампі, а також напруження у пластині. Досліджений вплив на розподіл напруження під штампі відношення розміру штампі до розміру вільної границі пластины.

Stages of development of a method of perturbations are analyzed at a solution of problems of mechanics. The problem about impression of a stamp in an elastic orthotropic plate with cylindrical anisotropy is solved. Laws of the change tensions under a stamp and also the tension in the plate are obtained. Influence on distribution of voltages under a stamp of the ration of a size of a stamp to a size of free boundary of a plate is investigated.

Введение. В настоящее время особый интерес вызывают конструкции из современных композиционных материалов. Проблемы контакта тел из таких материалов определяют процессы прочности и долговечности сооружений. Анизотропия материала конструкций приводит к серьезным трудностям математического характера. В этой ситуации наиболее целесообразно пользоваться приближенными аналитическими подходами. Одним из таких подходов является метод малого параметра или метод возмущений, позволяющий находить решение, близкое к точному. При этом выбор малого параметра может быть основан на геометрических или физических свойствах материала.

Основные этапы развития метода возмущений отражены в монографиях [1–3]. Широкое применение этот асимптотический метод получил в различных

разделах механики, физики, математики, а именно таких, как небесная механика, теория колебаний, устойчивость движения. Относительно недавно метод возмущений стал использоваться для решения краевых задач деформируемых тел со сложными физико-механическими свойствами. В теории устойчивости трехмерных деформируемых тел метод возмущений затрагивался в работах А.Н. Спорыхина [4], М.Т. Алимжанова. А.П. Соколов, решив задачу в первом приближении о двухосном растяжении тонкой пластины с круглым отверстием при условии пластичности Треска Сен-Венана, первым применил метод малого параметра для решения упругопластических задач.

Помимо линеаризации нелинейных уравнений теории пластичности, входящих в математическую модель рассматриваемого процесса, метод малого параметра позволяет учитывать сложную геометрию области контакта, влияние неидеальных свойств материала и другие факторы. Решения некоторых упругопластических задач, полученных методом малого параметра, изложены в монографии Г.Н. Савина [5].

Сходимость метода была исследована Ивлевым на основе двух примеров, имеющих точные решения. Им было проведено разложение точных решений по малому параметру, представляющему собой разность между растягивающими усилиями, и их сравнение с решениями, полученными методом малого параметра.

Отечественными учеными асимптотический метод для решения задач был предложен впервые в 1959 году И.И. Воровичем. В его работе была рассмотрена осесимметричная задача для упругого слоя. В.М. Александровым [6] данный метод использовался для исследования задач о вдавливании штампа в упругую полосу. Однако, при выборе малого параметра авторы использовали, в основном, геометрические свойства контактирующих тел или случаи слабо выраженной анизотропии, например, как в работах С.Г. Лехницкого [7]. Наличие сильной анизотропии приводило к непреодолимым математическим трудностям, что побуждало искать новые подходы к решению задач теории упругости.

Асимптотический метод, предложенный в работах Л.И. Маневича и А.В. Павленко [8], позволяет свести исходную смешанную задачу теории упругости к последовательности краевых задач теории потенциала. Здесь выбор малого параметра был связан с физическими свойствами материала, что позволило учитывать сильную анизотропию. Решение представляется в виде двух составляющих, каждая из которых является решением краевой задачи для гармонического уравнения. При этом часть заданных краевых условий выполняется при решении одной краевой задачи, а остальные – при другой. Решение получается в виде ряда по малому параметру, представляющему отношение жесткостных характеристик. При расширении полосы до полуплоскости, построенные ряды сходятся к точному решению. Применение метода возмущений к решению как линейных, так и нелинейных задач теории упругости отражено в работах Т.С. Кагадий, И.В. Щербины [9, 10].

Основные идеи предложенного метода возмущений. Пусть пластина, обладающая цилиндрической анизотропией, имеет в каждой точке плоскость упругой симметрии, параллельную срединной плоскости xOy и занимает конечную или бесконечную область. Пластина работает в условиях обобщенного

плоского напряженного состояния, является ортотропной, причем основные направления упругости совпадают с криволинейными изометрическими координатами.

Вопрос о напряженно-деформированном состоянии (НДС) упругой анизотропной пластины сводится к интегрированию уравнений равновесия пластины (1) при соответствующих граничных условиях.

$$\begin{aligned} B_1 u_{\xi\xi} + Gu_{\eta\eta} - B_2(v_{\eta} + u) + Gmv_{\xi\eta} - Gv_{\eta} &= 0, \\ Gv_{\xi\xi} + B_2 v_{\eta\eta} + B_2 u_{\eta} + Gmu_{\xi\eta} + G(u_{\eta} - v) &= 0, \end{aligned} \quad (1)$$

где $u = u_r; v = u_{\theta}$ – компоненты перемещений пластины; $m = 1 + \mathcal{G}_2 B_1 / G = 1 + \mathcal{G}_1 B_2 / G$; B_1, B_2 – жесткость пластины на растяжение-сжатие; G – жесткость пластины на сдвиг; индексы ξ, η означают дифференцирование по соответствующим координатам.

В качестве малого параметра ε выбирается отношение G/B_1 , которое характеризует анизотропию материала.

Чтобы учесть возможные соотношения между компонентами вектора перемещений и скоростями их изменения по координатам, вводятся аффинные преобразования переменных, которые зависят от параметра ε .

$$\begin{aligned} \xi_1 = \alpha\xi, \quad \eta_1 = \varepsilon^{-1/2}\eta, \quad u = U^{(1)}, \quad v = \varepsilon^{1/2}V^{(1)}, \\ \xi_2 = \beta\varepsilon^{-1}\xi, \quad \eta_2 = \varepsilon^{-1/2}\eta, \quad u = \varepsilon^{3/2}U^{(2)}, \quad v = \varepsilon^{1/2}V^{(2)}. \end{aligned}$$

После подстановки каждого из преобразований в систему (1), а также в граничные условия, компоненты вектора перемещений, а также нормальные и касательные напряжения определяются суперпозицией составляющих, которые соответствуют двум типам НДС.

$$\begin{aligned} u = u^{(1)} + u^{(2)} = U^{(1)} + \varepsilon^{3/2}U^{(2)}; \quad v = v^{(1)} + v^{(2)} = \varepsilon^{1/2}(V^{(1)} + V^{(2)}), \\ \sigma_1 = \sigma_1^{(1)} + \sigma_1^{(2)}, \quad \sigma_2 = \sigma_2^{(1)} + \sigma_2^{(2)}, \quad \tau = \tau^{(1)} + \tau^{(2)}, \end{aligned}$$

где $\sigma_1; \tau$ – нормальное и касательное напряжения в пластине.

Учитывается, что функции $U^{(k)}, V^{(k)}$, ($k = 1, 2$), а также величины $\alpha; \beta$ раскладываются в ряды по малому параметру $\varepsilon^{1/2}$.

В соответствии с расщеплением НДС пластины на две составляющие, поставленная краевая задача в нулевом приближении будет сводиться к последовательному решению двух следующих (в исходных переменных):

напряженно-деформированное состояние первого типа:

$$B_1 u_{\xi\xi}^{1,0} + Gu_{\eta\eta}^{1,0} = 0, \quad (2)$$

$$v_{\eta\eta}^{1,0} + u^{1,0} = 0 \quad (3)$$

и напряженно-деформированное состояние второго типа:

$$Gv_{\xi\xi\xi}^{2,0} + B_2v_{\eta\eta}^{2,0} = 0; \quad u_{\xi\xi\xi}^{2,0} = 0 \quad (4)$$

при соответствующих граничных условиях.

В НДС первого типа основной переменной является компонента перемещений u и, определяемые из нее, составляющая касательного напряжения и нормальное напряжение σ_1 , а во втором состоянии основной является компонента перемещений v и соответствующие касательные и нормальные напряжения. При решении уравнений (2), (4) применяется косинус-преобразование Фурье по координате ξ .

Задача о вдавливании штампа в ортотропную пластину с цилиндрической анизотропией (рис. 1).

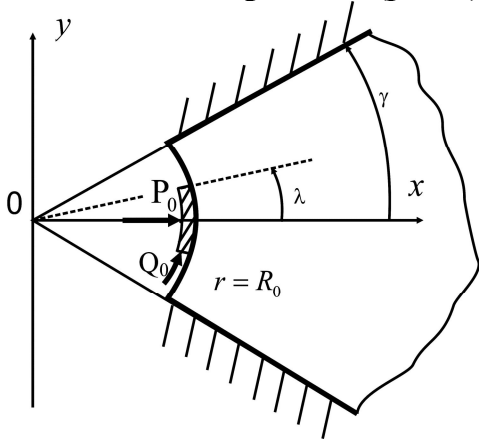


Рис. 1. Пластина со штампом

Упругая пластина ($R_0 \leq r \leq \infty; -\gamma \leq \theta \leq \gamma$) закреплена по кромкам $\theta = \pm\gamma$. На границу $r = R_0$ действует жесткий штамп с основанием, которое совпадает с $r = R_0$ ($-\lambda \leq \theta \leq \lambda$). Штамп нагружен нормальным усилием P_0 и касательным Q_0 . При этом между штампом и пластиной учитывается трение (рассматривается состояние предельного равновесия штампа). На бесконечности ($r \rightarrow \infty$) перемещения и деформации равны нулю. Решение этой задачи осуществляется с помощью отображения сектора

на полуплоскость и сводится к решению смешанной краевой задачи теории аналитических функций для полуплоскости [11]. Интегрирование уравнений (1) осуществляется при выполнении следующих граничных условий:

$$\begin{aligned} \sigma_1 &= B_1 (R_0 e^\xi)^{-1} (u_\xi + \mathcal{G}_2(v_\eta + u)) = 0, \\ \tau &= G (R_0 e^\xi)^{-1} (u_\eta + v_\xi - v) = 0 \quad (\xi = 0, \lambda \leq |\eta| \leq \gamma), \\ u &= v = 0 \quad (\eta = \pm\gamma), \\ u &= C_0, \tau = \rho \sigma_1 \quad (\xi = 0, |\eta| < \lambda), \end{aligned}$$

где ρ – коэффициент трения ($\rho < 1$). На бесконечности перемещения и напряжения стремятся к нулю. Выполняются условия равновесия штампа

$$\int_{-\lambda}^{\lambda} \sigma_1(0, \eta) d\eta + P_0 = 0, \quad \int_{-\lambda}^{\lambda} \tau(0, \eta) d\eta + Q_0 = 0.$$

Задача решается отображением полуполосы из плоскости z_1 ($z_1 = y_1 + ix_1$) в верхнюю полуплоскость изображений ζ_1 ($\zeta_1 = \eta_1 + i\xi_1$). Указанное отображение можно выполнять при помощи преобразования Шварца-Кристоффеля [11]. Если требовать, чтобы начало координат сохраняло свое положение, а точки $z_1 = \pm\gamma$ переходили в точки $\zeta_1 = \pm 1$, то функция отображения будет иметь вид

$$\zeta_1 = \sin \frac{\pi z_1}{2\gamma}.$$

Ее действительная и мнимая части записываются следующим образом:

$$\eta_1 = \sin \frac{\pi y_1}{2\gamma} \operatorname{ch} \frac{\pi x_1}{2\gamma}; \quad \xi_1 = \cos \frac{\pi y_1}{2\gamma} \operatorname{sh} \frac{\pi x_1}{2\gamma},$$

причем точки $z_1 = \pm\lambda$ отображаются в точки $\zeta_1 = \pm l_1$, где $l_1 = \sin(\pi\lambda/2\gamma)$.

Пусть $\varphi^0 = u^{1,0} + iQ^{1,0}$, где $Q^{1,0}$ – гармоническая функция, сопряженная с $u^{1,0}$. Тогда $\varphi_1^0 = \varphi_{y_1}^0 = u_{y_1}^{1,0} + iQ_{y_1}^{1,0} = u_{y_1}^{1,0} - iu_{x_1}^{1,0}$. Функцию $\varphi_1^0(x_1, y_1)$ можно определить в полуплоскости ζ_1 . Задача об определении аналитической в полуплоскости функции, когда на некоторых интервалах границы известна действительная, а на других мнимая часть искомой функции, решается при помощи формулы Келдыша-Седова [11]. Решение для функции φ_1^0 во всей полуплоскости имеет вид

$$\varphi_1^0(\zeta_1) = \frac{A}{\sqrt{\zeta_1^2 - l_1^2}},$$

где A – действительная постоянная; выбирается та ветвь корня, которая положительна при положительных значениях аргумента. В частности, при $\xi_1 = 0$ ($x_1 = 0$ или $y_1 = \pm\gamma$):

$$u_{y_1}^{1,0} = 0; \quad u_{x_1}^{1,0} = \frac{A}{\sqrt{l_1^2 - \eta_1^2}}, \quad (|\eta_1| < l_1); \quad u_{y_1}^{1,0} = \frac{A}{\sqrt{\eta_1^2 - l_1^2}}; \quad u_{x_1}^{1,0} = 0, \quad (|\eta_1| > l_1).$$

Нормальное напряжение σ_1^0 и составляющая касательного напряжения $\tau^{1,0}$, соответствующая функции $u^{1,0}$, находятся по формулам

$$\sigma_1^0 = B_1 (R_0 e^\xi)^{-1} u_\xi^{1,0} = (R_0 e^\xi)^{-1} \sqrt{GB_1} u_{x_1}^{1,0}; \quad \tau^{1,0} = G (R_0 e^\xi)^{-1} u_\eta^{1,0} = G (R_0 e^\xi)^{-1} u_{y_1}^{1,0}.$$

Постоянная A определяется из условия равновесия штампа, а именно:

$$A = -\frac{P_0 R_0 \pi}{4\gamma \sqrt{GB_1} K(l_1)},$$

где $l_1 = \sin \frac{\pi\lambda}{2\gamma}$, $K(l_1)$ – полный эллиптический интеграл первого рода.

Давление под штампом в первом приближении выражается следующим образом:

$$\sigma_1^0 = -\frac{P_0\pi}{4\gamma K(l_1)} \frac{1}{\sqrt{l_1^2 - \eta_1^2}},$$

а функция $u_{y_1}^{1,0}$ при $\xi_1 = 0$, $|\eta_1| > l_1$ находится по формуле $u_{y_1}^{1,0} = A(\eta_1^2 - l_1^2)^{-1/2}$.

Составляющая $v^{1,0}$ компоненты вектора перемещений v^0 , соответствующая данному напряженному состоянию, в этом приближении определяется из уравнения (3). В частности, при $x_1 = 0$ ($\xi = 0$), $|y_1| = |\eta| \leq \lambda$

$$u^{1,0} = \frac{2\gamma}{\pi} A \frac{\ln\left(\sin(\pi y_1/2\gamma) + \sqrt{(\sin(\pi y_1/2\gamma))^2 - l_1^2}\right)}{\cos(\pi y_1/2\gamma)}.$$

Эта величина определяет осадку штампа. Касательное напряжение τ под ним имеет вид $\tau^0 = \rho\sigma_1^0$. При $\rho = 0$ получим решение для гладкого штампа. Влияние трения на давление под штампом сказывается лишь с третьего приближения. Исследуем влияние на распределение напряжений под штампом отношения размера штампа λ к размеру свободной границы γ пластины.

Пусть $\sigma^* = -\frac{4\gamma}{P_0\pi} \sigma_1^0$. Тогда, подставив выражение для σ_1^0 , получим:

$$\sigma^* = \frac{1}{K(l_1)} \frac{1}{\sqrt{l_1^2 - \eta_1^2}} = \frac{1}{l_1 K(l_1)} \frac{1}{\sqrt{1 - \left(\frac{\eta_1}{l_1}\right)^2}}.$$

Обозначив $t = \frac{\eta_1}{l_1} = \frac{\sin(\pi y_1/2\gamma)}{\sin(\pi\lambda/2\gamma)}$ (при $x_1 = 0$, $-\lambda < y_1 < \lambda$), имеем

$$\sigma^* = \frac{1}{l_1 K(l_1)} \frac{1}{\sqrt{1 - t^2}} \quad (-1 < l_1 < 1; -1 < t < 1).$$

В таблице 1 приведены значения l_1 ($l_1 = \sin(\pi\lambda/2\gamma)$), зависящие от λ/γ .

Таблица 1

Зависимость l_1 от λ/γ

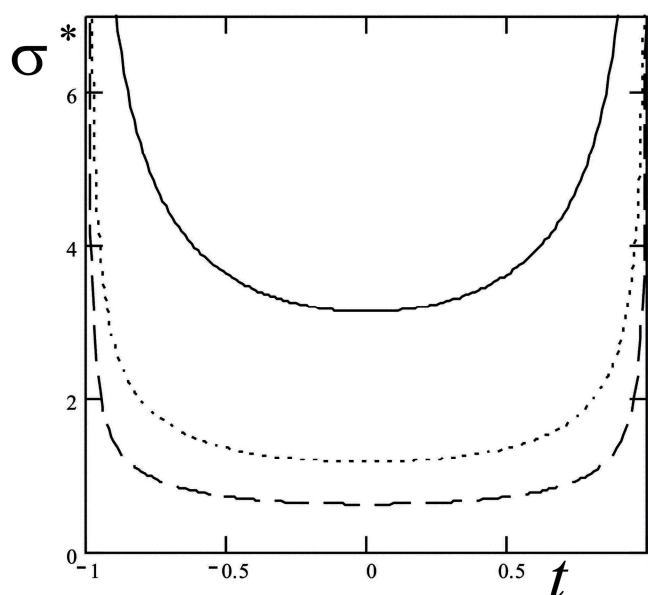
λ/γ	0.006	0.064	0.128	0.333	0.409	0.59	0.872	0.971
l_1	0.01	0.1	0.2	0.5	0.6	0.8	0.98	0.999

В таблице 2 (с учетом таблицы 1) приводятся значения нормального напряжения σ^* под штампом от величины отношения размера λ штампа к размеру γ свободной границы пластины.

Таблица 2

Зависимость σ^* от l_1

t		0	0.2	0.3	0.5	0.6	0.8	0.99
σ^*	$l_1 = 0.01$	63.66	64.562	67.514	73.484	85.341	114.905	1424
	$l_1 = 0.2$	3.151	3.195	3.342	3.637	4.224	5.687	70.473
	$l_1 = 0.5$	1.186	1.203	1.258	1.369	1.59	2.141	26.536
	$l_1 = 0.8$	0.626	0.635	0.664	0.723	0.84	1.131	14.012
	$l_1 = 0.98$	0.338	0.343	0.358	0.39	0.453	0.61	7.555
	$l_1 = 0.999$	0.223	0.226	0.236	0.257	0.298	0.402	4.98



— при $l_1=0,2$; при $l_1=0,5$; - - при $l_1=0,8$

Рис. 2. Распределение напряжений под штампом в зависимости от l_1

Из таблицы 2 и графиков на рис. 2 видно, что, как и ожидалось, при уменьшении размера штампа ($|\lambda| \rightarrow 0 \Rightarrow l_1 \rightarrow 0$) напряжения под штампом значительно возрастают, а когда его размер, практически, совпадает с размером свободной границы пластины ($l_1 \rightarrow 1$), напряжения под штампом (в средней его части) ослабевают.

В результате решения установлено, что влияние трения на усилие под штампом и на характер особенности учитывается с третьего приближения. В окрестности угловой точки штампа характер напряженного состояния такой же, как и для полуплоскости. Поэтому проведено сравнение известного асимптоти-

ческого решения для полуплоскости [8] с решением Л.А. Галина [12]. Установлено, что указанное решение совпадает с разложенным в ряд точным решением Галина. Учет первых двух приближений дает достаточную аппроксимацию точного решения и указывает на характер особенности в окрестности угловых точек штампа.

Выводы. Естественным математическим аппаратом, который дает возможность построить обоснованные приближенные уравнения и оценить области применимости различных гипотез, является асимптотический анализ. Это открывает новые перспективы при исследовании многих практически важных задач, возникающих в современной технике, которые до сих пор не нашли эффективного решения. Применение метода возмущений в данной работе при решении задачи о вдавливании штампа в упругую ортотропную пластину с цилиндрической анизотропией позволило перейти от сложной смешанной краевой задачи механики к последовательному решению задач теории потенциала, которая сейчас является одной из наиболее изученных областей математической физики. Проведенный асимптотический анализ может быть использован для оценки НДС конструкций с усилениями, накладками, штампами и др.

Список литературы

1. Ван-Дайк М. Методы возмущений в механике жидкости / М. Ван-Дайк – М. : Мир, 1967. – 310 с.
2. Ивлев Д. Д. Метод возмущений в теории упругопластического тела / Д. Д. Ивлев, Л. В. Ершов. – М. : Наука, 1978. – 208 с.
3. Найфе А. Х. Введение в методы возмущений / А. Х. Найфе – М. : Мир, 1984. – 526 с.
4. Спорыхин А. Н. Метод возмущений в задачах устойчивости сложных сред / А. Н. Спорыхин. – Воронеж, 1997. – 360 с.
5. Савин Г. Н. Пластинки, подкрепленные составными кольцами и упругими накладками / Г. Н. Савин, В. И. Тульчий. – Киев : Наук. думка, 1971. – 268 с.
6. Александров В. М. Две задачи со смешанными граничными условиями для упругой ортотропной полосы / В. М. Александров // Прикл. механ. матем. – 2006.– Т. 70, № 1. – С. 139-149.
7. Лехницкий С. Г. Теория упругости анизотропного тела / С. Г. Лехницкий. – М. : Наука, 1977. – 463 с.
8. Маневич Л. И. Асимптотический метод в теории упругости ортотропного тела / Л. И. Маневич, А. В. Павленко, С. Г. Коблик. – К. : Вища школа, 1982. – 152 с.
9. Кагадий Т. С. Метод возмущений в механике упругих (вязкоупругих) анизотропных и композиционных материалов / Т. С. Кагадий. – Днепропетровск : РИК НГА України, 1998. – 260 с.
10. Щербина И. В. Асимптотический метод в контактной задаче для ортотропной полуполосы с учетом трения/ И. В. Щербина, Т. С. Кагадий, А. В. Павленко // Математичні проблеми технічної механіки – Дніпропетровськ, 2006. – С. 39.
11. Лаврентьев М. А. Методы теории функций комплексного переменного / М. А. Лаврентьев, Б. В. Шабат. – М. : Наука, 1973. – 736 с.
12. Галин Л. А. Контактные задачи теории упругости и вязкоупругости / Л. А. Галин. – М. : Наука, 1980. – 303 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 11.04.2013*

ПРИМЕНЕНИЕ АСИМПТОТИЧЕСКОГО МЕТОДА К РЕШЕНИЮ КОНТАКТНЫХ ЗАДАЧ ДЛЯ ПОЛУБЕСКОНЕЧНЫХ ТЕЛ С ПРЯМОЛИНЕЙНОЙ АНИЗОТРОПИЕЙ

Рассмотрена задача о вдавливании жесткого штампа в упругую грань ортотропной полуполосы, противоположные кромки которой закреплены. В области контакта существует два симметрично расположенных участка проскальзывания и участок сцепления. Применен асимптотический метод, определены размеры участка сцепления и распределение напряжения под штампом.

Розглянуто задачу про втискання твердого штампу в пружну грань ортотропної напівсмуги, якщо її протилежні крайки закріплені. В області контакту існує дві симетрично розташованих ділянки зсуву і ділянка зчеплення. Застосовано асимптотичний метод, визначені розміри ділянки зчеплення та розподіл напруги під штампом.

The problem on pressing of solid stamp in a resilient verge to the orthotropic floor of bar is considered, the endless edges of floor are fastened. It is assumed that in area of contact exist two symmetric located sliding area and coupling area. The problem is decided by asymptotic method. Distributing of tangent tension under a stamp and sizes of coupling area is found.

К решению контактных задач теории упругости приводят различные сложные практические исследования. Вопросы взаимодействия деталей конструкций, их износа являются актуальными для гражданского строительства, авиастроения, машиностроения, горного дела, медицины. Контактные задачи с трением рассмотрены в работах [1, 2]. В работе Л.А. Галина [1] впервые была решена плоская контактная задача с учетом трения и сцепления. Наличие участков проскальзывания и участка сцепления значительно усложнило решение задачи. В дальнейшем подобные контактные задачи исследовались многими авторами, применялись различные подходы и методы, однако и сейчас решение усложненных контактных задач остается актуальным.

Постановка задачи и метод решения. Пусть упругая ортотропная полуполоса $0 \leq x < \infty$, $|y| \leq b$ закреплена по продольным кромкам $y = \pm b$, главные направления анизотропии материала полуполосы совпадают с декартовыми координатами x, y .

В свободную грань полуполосы вдавливается жесткий прямоугольный штамп с плоским основанием ширины $2l$ ($l < b$). Под действием центральной силы P_0 штамп движется поступательно параллельно оси Ox . Предполагается, что в области контакта существуют два участка скольжения, примыкающие к концевым точкам области контакта и участок сцепления, расположенный между ними. В зонах скольжения сдвигающие усилия направлены в противоположные стороны. Граничные точки участка сцепления (которые заранее неизвестны и подлежат определению в ходе решения задачи) расположены симметрично относительно оси Ox . Напряжения в этих точках должны быть непрерывны.

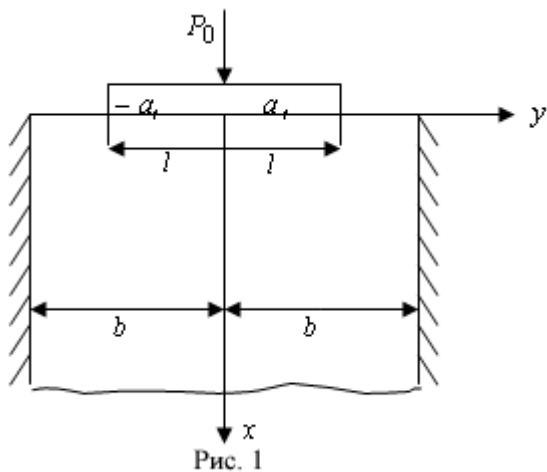


Рис. 1

Требуется определить закон распределения напряжений под штампом и размеры участка сцепления.

Данная задача может быть сведена к интегрированию уравнений равновесия полуполосы в перемещениях

$$B_1 u_{xx} + G v_{yy} + m G v_{xy} = 0 \quad (1)$$

$$B_2 v_{yy} + G v_{xx} + m G u_{xy} = 0,$$

$$B_j = \frac{E_j h^*}{1 - \nu_{12} \nu_{21}}, \quad G = G_{12} h^*, \quad m = 1 + \nu_{21} \frac{B_1}{G},$$

при следующих граничных условиях:

$$\begin{aligned} \sigma_{11} = \sigma_{12} = 0 \quad (x=0, \quad l < |y| < b), \quad u = v = 0 \quad (y = \pm b), \\ u = const \quad (x=0, \quad |y| < l) \quad v = 0 \quad (x=0, \quad |y| < a), \\ \sigma_{12} = \text{sign}(y) \cdot \rho \sigma_{11} \quad (x=0, \quad a < |y| < l), \end{aligned} \quad (2)$$

где $\pm a$ – концевые точки участка сцепления при $x = 0$.

Здесь E_1, E_2 – модули упругости вдоль главных направлений Ox, Oy , ν_{12}, ν_{21} – коэффициенты Пуассона, G_{12} модуль сдвига, σ_{11}, σ_{22} – нормальные напряжения, $\sigma_{12} = \sigma_{21}$ – касательные напряжения; u и v – компоненты вектора перемещений; h^* – толщина пластинки; индексы x и y означают дифференцирование по соответствующим координатам

На бесконечности напряжения и перемещения равны нулю. Кроме того, должно выполняться условие равновесия штампа.

Для решения задачи используется метод возмущений Л.И. Маневича и А.В. Павленко [2,3], который позволяет расщепить напряженно-деформированное состояние пластины на две составляющие, определение каждой из которых сводится к решению задач теории потенциала.

Определение напряженного состояния первого типа в нулевом приближении сводится к интегрированию уравнений

$$B_1 u_{xx}^{1,0} + G u_{yy}^{1,0} = 0, \quad B_2 v_y^{1,0} + m G u_x^{1,0} = 0; \quad (3)$$

при следующих граничных условиях

$$\sigma_{11}^{1,0} = B_1 u_x^{1,0} = 0 \quad (x=0, \quad l < |y| < b), \quad (4)$$

$$u^{1,0} = const \quad (x=0, \quad |y| < l), \quad u^{1,0} = 0 \quad (y = \pm b).$$

На бесконечности все функции обращаются в нуль.

Введем новые независимые переменные $x_I = (G/B_I)^{1/2} x/l$; $y_I = y/l$, тогда краевая задача (1), (2) для функции u принимает вид

$$u_{x_I x_I}^{1,0} + u_{y_I y_I}^{1,0} = 0,$$

$$B_2 v_{y_I}^{1,0} + m G (G/B_I)^{1/2} u_{x_I}^{1,0} = 0 \quad (5)$$

$$u_{x_I}^{1,0} = 0 \quad (x_I = 0, \quad l < |y_I| < \beta), \quad u^{1,0} = \text{const} \quad (x_I = 0, \quad |y_I| < l), \quad (6)$$

$$u_x^{1,0} = 0 \quad (y_I = \pm \beta = b/l).$$

Таким образом, требуется найти аналитическую в полуполосе $0 \leq x_I < \infty$, $|y_I| \leq \beta$ функцию $u^{1,0}$ по заданным граничным условиям (6). Эту задачу будем решать отображением полубесконечной полосы из плоскости z_I ($z_I = y_I + i x_I$) в верхнюю полуплоскость изображений ζ_I ($\zeta_I = \eta_I + i \xi_I$). Такое отображение можно выполнить, пользуясь преобразованиями Шварца-Кристоффеля, причем постоянные будем определять таким образом, чтобы при $\beta \rightarrow \infty$ $\zeta_I \rightarrow z_I$. Функция отображения будет иметь вид

$$\zeta_I = \frac{2\beta}{\pi} \sin \frac{\pi z_I}{2\beta}. \quad (7)$$

При этом точки $x_I = 0$, $y_I = \pm \beta$ отображаются в точки $\xi_I = 0, \eta_I = \pm b_I$, а точки $x_I = 0, y_I = \pm l$ – в точки $\zeta_I = 0, \eta_I = \pm l_I$, где $b_I = \frac{2\beta}{\pi}$, $l_I = b_I \sin(l/b_I)$.

Пусть $\varphi^0 = u^{1,0} + i Q^{1,0}$ ($Q^{1,0}$ – гармоническая функция, сопряженная с $u^{1,0}$). Рассмотрим $\varphi_I^0 = \varphi_{y_I}^0 = u_{y_I}^{1,0} + Q_{y_I}^{1,0} = u_{y_I}^{1,0} - i u_{x_I}^{1,0}$. Функцию φ_I^0 можно определить в полуплоскости ζ_I . Из условий (6) видно, что на одних участках действительной оси η задана действительная часть этой функции, а на других – мнимая. Такая задача может быть решена при помощи формулы Келдыша-Седова. Так как на границе полуполосы ζ_I в интервале $|\eta_I| < l$ $Re \varphi_I^0 = 0$, а на остальной ее части $Im \varphi_I^0 = 0$, то решение для функции φ_I^0 во всей полуплоскости имеет вид [4]

$$\varphi_I^0(\zeta_I) = \frac{A}{\sqrt{\zeta_I^2 - l_I^2}},$$

где A – действительная постоянная, и выбирается та часть корня, которая положительна при положительных значениях аргумента.

$$\operatorname{Re} \varphi_I^0(\zeta_I) = u_{y_I}^{1,0}, \quad \operatorname{Im} \varphi_I^0(\zeta_I) = u_{x_I}^{1,0}. \quad (8)$$

Нормальное напряжение $\sigma_{I1}^{1,0}$ и составляющая касательного напряжения $\sigma_{I2}^{1,0}$, соответствующая функции $u^{1,0}$, находятся по формулам

$$\sigma_{I1}^{1,0} = B_I u_x^{1,0} = (\sqrt{GB_I}/l) u_{x_I}^{1,0}, \quad \sigma_{I2}^{1,0} = G u_y^{1,0} = (G/l) u_{y_I}^{1,0}.$$

Постоянная A определяется из условия равновесия штампа и равна

$$A = -\frac{P_0}{2\sqrt{GB_I} K(1/\beta_I)}. \quad (9)$$

Тогда нормальное напряжение под штампом в нулевом приближении определяется по формуле

$$\sigma_{I1}^{1,0} = -\frac{P_0}{2l K(1/\beta_I)} \frac{1}{\sqrt{l_I^2 - \eta_I^2}}. \quad (10)$$

При $\xi_I = 0$, $|\eta_I| > l_I$

$$u_{y_I}^{1,0} = -\frac{P_0}{2l K(1/\beta_I)} \frac{1}{\sqrt{\eta_I^2 - l_I^2}}. \quad (11)$$

При $\xi_I = 0$, $|\eta_I| < l_I$, $u_{y_I}^{1,0} = 0$.

Из второго уравнения системы (3) получим

$$v_{y_I}^{1,0} = -(mG/B_2) \sqrt{GB_I} u_{x_I}^{1,0}.$$

Компонента $v^{2,0}$ вектора перемещений, соответствующая напряженно-му состоянию второго типа определяется из первого уравнения системы, аналогично (3)

$$G v_{x x}^{2,0} + B_2 v_{y y}^{2,0} = 0, \quad B_I u_{x x}^{2,0} + mG v_{y y}^{2,0} = 0, \quad (12)$$

при следующих граничных условиях

$$\begin{aligned} \sigma_{I2}^0 = 0 \quad (x=0, \quad l < |y| < b), \quad v^{2,0} = v_x^{2,0} = 0 \quad (y = \pm b), \\ \sigma_{I2}^0 = \operatorname{sign}(y) \rho \sigma_{I1}^{1,0} \quad (x=0, \quad a < |y| < l), \quad v^{2,0} = 0 \quad (x=0, \quad |y| < a). \end{aligned} \quad (13)$$

После введения переменных $x_2 = (B_2/G)^{1/2} x/l$; $y_2 = y/l$ краевая задача (12), (13) примет вид

$$v_{x_2 x_2}^{2,0} + v_{y_2 y_2}^{2,0} = 0, \quad (14)$$

$$\begin{aligned}
v_{x_2}^{2,0} &= -(G/B_2)^{1/2} u_{y_2}^{1,0} \quad (x_2 = 0, \quad l < |y_2| < \beta), \quad v_{x_2}^{2,0} = 0 \quad (y = \pm\beta), \\
v_{x_2}^{2,0} &= -(G/B_2)^{1/2} u_{y_2}^{1,0} \quad (x_2 = 0, \quad l < |y_2| < \beta), \quad v_{x_2}^{2,0} = 0 \quad (y = \pm\beta), \\
v_{x_2}^{2,0} &= \text{sign}(y_2) \rho l (GB_2)^{-1/2} \sigma_{11}^{1,0} \quad (x_2 = 0, \quad \alpha < |y_2| < l), \\
v^{2,0} &= 0 \quad (x_2 = 0, \quad |y_2| < \alpha),
\end{aligned} \tag{15}$$

где $\alpha = a/l$.

Задачу (14), (15) будем решать отображением полуполосы $(0 \leq x_2 < \infty, |y_2| \leq \beta)$ из плоскости z_2 ($z_2 = y_2 + ix_2$) в верхнюю полуплоскость изображений ζ_2 ($\zeta_2 = \xi_2 + i\xi_2$). Функция отображения имеет вид аналогичный (7), а ее действительная и мнимая части записываются по формулам аналогичным (8). Из соотношений (15) с учетом (10), (11) получаем формулы при $(\xi_2 = 0)$

$$\begin{aligned}
v_{x_2}^{2,0} &= \frac{P_0}{2\sqrt{B_1 B_2} K(l/\beta_1)} \frac{l}{\sqrt{\eta_2^2 - l_1^2}} \quad (l_1 < |\eta_2| < b_1), \\
v_{x_2}^{2,0} &= 0 \quad (|\eta_2| > b_1), \quad v_{y_2}^{2,0} = 0 \quad (|\eta_2| < \alpha_1), \\
v_{x_2}^{2,0} &= -\text{sign}(\eta_2) \frac{\rho P_0}{2\sqrt{GB_2} K(l/\beta_1)} \frac{l}{\sqrt{l_1^2 - \eta_2^2}} \quad (\alpha_1 < |\eta_2| < l_1),
\end{aligned} \tag{16}$$

где $\alpha_1 = b_1 \sin(\alpha/b_1)$.

Если $\psi^0 = v^{2,0} + iQ^{2,0}$ ($Q^{2,0}$ – гармоническая функция, сопряженная с $v^{2,0}$), то $\psi_I^0 = i\psi_{y_2}^0 = v_{x_2}^{2,0} + iv_{y_2}^{2,0}$. Функцию ψ_I^0 в любой точке верхней полуплоскости можно определить при помощи формулы Келдыша-Седова:

$$\begin{aligned}
\psi_I^0(\zeta_2) &= \frac{P_0}{2K(l/\beta_1)} \frac{\sqrt{\zeta_2^2 - \alpha_1^2}}{\pi i} \left[\frac{l}{\sqrt{B_1 B_2}} \left(\int_{-b_1}^{-l_1} \frac{f(t) dt}{t - \zeta_2} + \int_{l_1}^{b_1} \frac{f(t) dt}{t - \zeta_2} - \right. \right. \\
&\quad \left. \left. - \frac{\rho}{\sqrt{GB_2}} \left(\int_{-l_1}^{-\alpha_1} \frac{f(t) dt}{t - \zeta_2} + \int_{\alpha_1}^{l_1} \frac{f(t) dt}{t - \zeta_2} \right) \right];
\end{aligned} \tag{17}$$

$$f(t) = \left[(t^2 - \alpha_1^2) \left(|t^2 - l_1^2| \right) \right]^{-1/2}. \tag{18}$$

Для убывания напряжений на бесконечности необходимо, чтобы $\psi_I^0(\zeta_2) \rightarrow 0$, при $|\text{Re } \zeta_2| \rightarrow \infty$. Из этого условия получаем, учитывая (18), соотношение

$$\sqrt{\frac{G}{B_1}} \int_1^{\beta_1} \frac{d\tau}{\sqrt{(\tau^2 - \alpha_*^2)(\tau^2 - 1)}} = \rho \int_{\alpha_*}^1 \frac{d\tau}{\sqrt{(\tau^2 - \alpha_*^2)(1 - \tau^2)}}, \quad (19)$$

где $\tau = t/l_1$, $\beta_1 = b_1/l_1$, $\alpha_* = \alpha_1/l_1$ ($\beta_1 > 1$, $\alpha_* < 1$).

Интеграл в левой части соотношения (19) является неполным эллиптическим интегралом первого рода $F(\varphi, \alpha_*)$ [5], причем φ определяется равенством

$$\varphi = \arcsin \sqrt{\frac{\beta_1^2 - 1}{\beta_1^2 - \alpha_*^2}}; \quad (20)$$

а интеграл в правой части (19) – полный эллиптический интеграл первого рода $K(\sqrt{1 - \alpha_*^2}) = K'(\alpha_*)$ [5]. Поэтому равенство (19) можно записать в виде:

$$F(\varphi, \alpha_*) = \rho (B_1/G)^{1/2} K'(\alpha_*). \quad (21)$$

Последнее соотношение устанавливает зависимость между размерами участка сцепления, коэффициентом трения и жесткостными характеристиками материала.

Из равенства (17) при $\xi_2 = 0$, $|\eta_2| < \alpha_1$ (на участке сцепления) получим

$$\psi_1^0(\eta) = v_{x_2}^{2,0} = \frac{2P_0}{2K(1/\beta_1)l_1\pi\sqrt{GB_2}} \left(\sqrt{\frac{G}{B_1}} \int_1^{\beta_1} \frac{1}{\sqrt{(\tau^2 - \alpha_*^2)(\tau^2 - 1)}} \frac{d\tau}{(\tau^2 - \eta^2)} - \rho \int_{\alpha_*}^1 \frac{1}{\sqrt{(\tau^2 - \alpha_*^2)(1 - \tau^2)}} \frac{d\tau}{(\tau^2 - \eta^2)} \right), \quad \eta = \frac{\eta_2}{l_1}. \quad (22)$$

Анализ полученных результатов. Касательное напряжение под штампом $x = 0$, $|y| < l$ в нулевом приближении находится по формулам

$$\sigma_{12} = \text{sign}(y) \rho \sigma_{11}^{1,0} \quad (a < |y| < l), \quad \sigma_{12} = Gv_x^{2,0} = (\sqrt{GB_2}/l)v_{x_2}^{2,0} \quad (|y| < a), \quad (23)$$

где $\sigma_{11}^{1,0}$ и $v_{x_2}^{2,0}$ находятся по формулам (10), (22).

При $\beta_1 \rightarrow \infty$ ($b \rightarrow \infty$) $l_1 \rightarrow 1$, $2K(1/\beta_1) \rightarrow \pi$, $\alpha_* \rightarrow \alpha$ ($\alpha = a/l$), φ в равенстве (20) $\rightarrow \pi/2$, интеграл $F(\varphi, \alpha_*)$ становится полным эллиптическим интегралом первого рода

$F\left(\frac{\pi}{2}, \alpha_*\right) = K(\alpha)$, а равенство (21) переходит в аналогичное равенство для полуплоскости

$$K(\alpha_*) = \rho (B_1/G)^{1/2} K'(\alpha_*), \quad K'(\alpha)/K(\alpha) = \sqrt{G/B_1}/\rho \quad (24)$$

При этом закон распределения напряжений под штампом в нулевом приближении определяется следующим образом:

$$\sigma_{12} = -\text{sign}(y) \rho \frac{P_0}{2l K(1/\beta_1)} \frac{1}{\sqrt{\eta_1^2 - l_1^2}},$$

($a < |y| < l$ – на участках скольжения),

$$\sigma_{12} = \frac{2P_0}{\pi^2 l} \eta \sqrt{\alpha^2 - \eta^2} \left(\sqrt{\frac{G}{B_1}} \frac{1}{\eta^2} \left[\Pi_1(\eta^2, \alpha) - K(\alpha) \right] - \frac{\rho}{1 - \eta^2} \Pi_1\left(\frac{1 - \alpha^2}{1 - \eta^2}, \alpha'\right) \right), \quad (25)$$

($|y| < a$ – на участке сцепления).

где $\Pi_1(v, \alpha'_*)$ – полный эллиптический интеграл третьего рода, $\alpha'_* = \sqrt{1 - \alpha_*^2}$, $\kappa = K(\alpha) / K(\alpha)$.

$$\alpha = 4 \left(\left[\sum_{v=0}^{\infty} q^{(v+1/2)^2} \right] \left[1 + 2 \sum_{v=1}^{\infty} q^{v^2} \right]^{-1} \right)^2, \quad q = e^{-\pi\kappa}, \quad K(\alpha) = \frac{\pi}{2} \left(1 + 2 \sum_{v=1}^{\infty} q^{v^2} \right),$$

Кроме того, для определения α при заданном отношении (24) можно использовать таблицу 17.3 [5] с учетом, что $m = \alpha^2$.

Отметим, что если коэффициент трения ρ равен нулю то $\alpha = 0$, т.е. участок сцепления исчезает. С ростом коэффициента ρ участок сцепления возрастает. Величина этого участка зависит также и от параметра $(G/B_1)^{1/2}$, т.е. от жесткостных характеристик материала полуполосы. Причем с уменьшением $(G/B_1)^{1/2}$ участок сцепления увеличивается. Указанные закономерности следуют из табл. 1, 2, где даны значения α_* в зависимости от ρ для двух значений $(G/B_1)^{1/2}$ (табл. 1) и в зависимости от $(G/B_1)^{1/2}$ при $\rho = 0,5$ (табл.2).

Таблица 1

ρ	0	0.1	0.3	0.5	0.7	0.9
$(G/B_1)^{1/2} = 0.3$	0	0.0359	0.707	0.958	0.994	0.999
$(G/B_1)^{1/2} = 0.5$	0		0.284	0.707	0.906	0.973

Таблица 2

$(G/B_1)^{1/2}$	0.1	0.3	0.5	0.7	0.9
α_*	0.9999	0.9583	0.707	0.4227	0.2334

При конечных, но достаточно больших значениях β_l (т.е. значительной ширине b полуполосы) при вычислении $\nu_{x_2}^{2,0}$ по формуле (22) используются размеры α_* , найденные из (24).

Таким образом, если используется формулы (24), то можно считать $\alpha_* = \alpha$, а влияние продольных кромок полуполосы учитывается множителем $\gamma = \pi / (2K(1/\beta_l)l_1)$ и параметром φ , определяемым по формуле (20). Если β_l близко к единице ($\beta = b/l \approx 1$), то из условия (9) следует, что либо коэффициент трения близок к нулю, либо α_* близко к единице. На рисунке 1 представлена зависимость размера участка сцепления α_* от параметра $H = (G/B_l)^{-1/2} \rho$, причем кривые снизу-вверх соответствуют следующим значениям безразмерной ширины полуполосы β : 1.02; 1.1; 1.4; 3; 100. На рисунке 2 представлена зависимость размера участка сцепления α_* от ширины полуполосы β при $\rho = 0.5, G/B_l = 0.25$. Вертикальная линия соответствует $\beta \rightarrow \infty$, то есть для полуплоскости, что совпадает с результатами, полученными в [1].

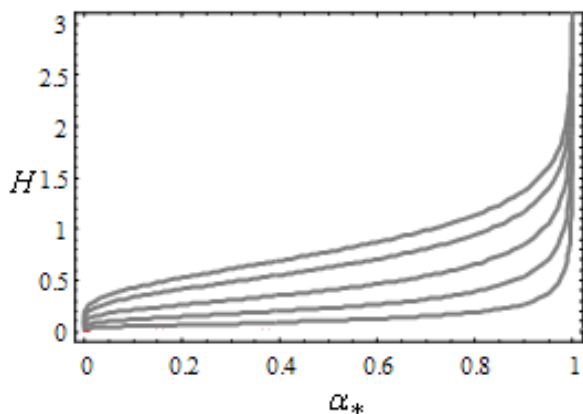


Рис. 1

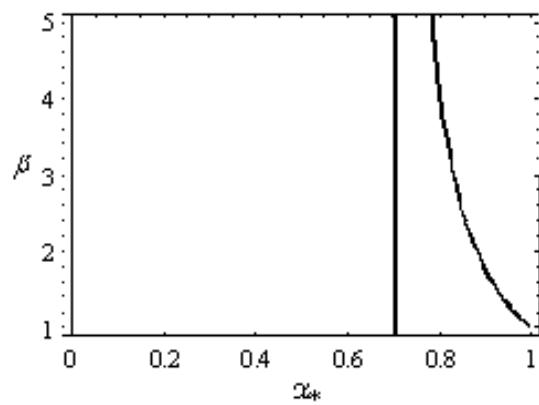


Рис. 2

Список литературы

1. Галин Л.А Контактные задачи теории упругости и вязкоупругости.- М.-1980. - 304 с.
2. Маневич Л.И., Павленко А.В., Коблик С.Г. Асимптотические методы в теории упругости ортотропного тела. - Киев-Донецк: Вища школа- 1982. -152 с.
3. Маневич Л.И., Павленко А.В. Асимптотический метод в микромеханике композиционных материалов.- Киев: Вища школа,-1991. -131 с.
4. Седов Л.И. Плоские задачи гидродинамики и аэродинамики. М., 1966. - 448 с.
5. Справочник по специальным функциям с формулами, графиками и таблицами /под редакцией М. Абрамовица и И.Стиган.-М.,1979. - 832 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 11.04.2013*

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ВЗАЄМОДІЇ МАСИВНИХ СПОРУД ІЗ НЕОДНОРІДНИМИ ТА АНІЗОТРОПНИМИ ОСНОВАМИ

Запропонована постановка зв'язаних задач взаємодії жорстких тіл із пружними неперервно-неоднорідними та анізотропними основами. Розроблена методологія числового розв'язання, яка ґрунтується на варіаційному формулюванні та скінченно-елементній апроксимації. Наведені результати розв'язання контактних задач плоскої деформації.

Предложена постановка связанных задач взаимодействия жестких тел с упругими непрерывно-неоднородными и анизотропными основаниями. Разработана методология численного решения, которая базируется на вариационной формулировке и конечно-элементной аппроксимации. Приведены результаты решения контактных задач плоской деформации.

The formulation of coupled problems of rigid bodies' interaction with elastic continuously heterogeneous and anisotropic bases has been offered. Numerical solution's technique which is based on variational formulation and finite element approximation has been developed. The results of solving problem of plane deformation have been presented.

Проектування масивних об'єктів промислового та житлового призначення потребує попереднього прогнозу поведінки таких об'єктів у залежності від властивостей основ та фундаментів. Наявність шарів ґрунту із різними механічними властивостями, неоднорідностей техногенного характеру (шахтних виробок, тунелів метрополітену, підземних енергокомунікацій) спонукає до вивчення дії важких споруд на істотно-неоднорідні основи зі складною структурою. Інша проблема пов'язана із залежністю зовнішніх сил, що діють на споруду, від деформування основи.

За допомогою класичних підходів лінійної теорії пружності вдалося побудувати ефективні методи дослідження багатошарових основ нескінченних розмірів [1]. Застосування числових методів відкрило можливість дослідження шаруватих пружно-пластичних тіл скінченних розмірів [2]. Алгоритми розв'язання зв'язаної задачі взаємодії штампу із шаруватою основою запропоновані у роботах [3,4].

Дана робота має на меті створення математичної моделі поведінки системи «основа – споруда» із довільним характером неоднорідності та анізотропії властивостей матеріалу основи.

Сформулюємо основні припущення та співвідношення математичної моделі. Вважаємо, що механічні властивості основи можна описати за допомогою співвідношень неоднорідного анізотропного лінійно-пружного тіла. Споруда вважається абсолютно твердим тілом і далі називатиметься штампом.

Введемо декартову систему координат $Ox_1x_2x_3$. Під $\vec{x} = (x_1, x_2, x_3)$ розуміємо радіус-вектор точок основи. Через $\vec{u}(\vec{x}), \varepsilon_{ij}(\vec{x}), \sigma_{ij}(\vec{x})$ позначимо вектор малих переміщень та компоненти тензорів малих деформацій та напружень. Основа у недеформованому стані займає область Ω простору, обмежену поверхнею Γ . Поверхня Γ складається із трьох частин $\Gamma_u, \Gamma_\sigma, \Gamma_\epsilon$. На частині Γ_u поверхні основа закріплена, а на частині Γ_σ вільна від навантаження. На частині Γ_ϵ ві-

дбується взаємодія основи зі штампом. Вважаємо, що у точках контакту поверхні основи і штамп зчеплені.

Опишемо рух штамп як абсолютно твердого тіла. Візьмемо за полюс певну точку штамп на поверхні зчеплення. Позначимо через \vec{U} вектор переміщення полюса, а через $\vec{\theta}$ – вектор повороту штамп навколо осі., що проходить через полюс. Вектори \vec{U} і $\vec{\theta}$ однозначно задають переміщення кожної точки штамп, викликане переміщенням \vec{U} та поворотом $\vec{\theta}$. Тоді вимога зчеплення штамп із основою має вигляд векторної рівності:

$$\vec{u}(\vec{x}) = \vec{\Phi}(\vec{x}, \vec{U}, \vec{\theta}), \forall \vec{x} \in \Gamma_c. \quad (1)$$

Оскільки у точках поверхні Γ_u основа закріплена, то

$$\vec{u}(\vec{x}) = \vec{0}, \forall \vec{x} \in \Gamma_u. \quad (2)$$

Поверхня Γ_σ вільна від навантажень, тому

$$\sigma_{ij}(\vec{x})v_j(\vec{x}) = 0, \forall \vec{x} \in \Gamma_\sigma. \quad (3)$$

Через $v_j(\vec{x})$ позначено компоненти вектора нормалі до поверхні Γ_c у точці \vec{x} .

За визначальні співвідношення обираємо співвідношення узагальненого закону Гука для неоднорідного анізотропного тіла:

$$\sigma_{ij} = A_{ijklm}(\vec{x})\varepsilon_{klm}. \quad (4)$$

Вважаємо, що пружні коефіцієнти $A_{ijklm}(\vec{x})$ у сукупності задовольняють умову додатної визначеності густини енергії деформації:

$$A_{ijklm}(\vec{x})\varepsilon_{ij}\varepsilon_{klm} \geq \alpha_0\varepsilon_{ij}\varepsilon_{ij}, \alpha_0 > 0. \quad (5)$$

Будь-які інші спеціальні вимоги на коефіцієнти $A_{ijklm}(\vec{x})$ не накладаються.

Крім того, компоненти тензора напружень повинні задовольняти рівняння рівноваги:

$$\sigma_{ij,j}(\vec{x}) = 0, \forall \vec{x} \in \Omega, \quad (6)$$

а компоненти тензора деформацій пов'язані з компонентами вектора переміщень співвідношеннями Коші:

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{2}(u_{i,j} + u_{j,i}). \quad (7)$$

Отримаємо задачу визначення функцій $\vec{u}(\vec{x}), \varepsilon_{ij}(\vec{x}), \sigma_{ij}(\vec{x}), \vec{x} \in \Omega$, які задовольняють рівняння та умови (1)–(7).

Числове розв'язання задачі ґрунтується на переході від диференціального формулювання крайової задачі до відповідного варіаційного формулювання.

Введемо простір С.Л. Соболева $[W_2^{(1)}(\Omega)]^3$ вектор-функцій $\vec{v}(\vec{x})$, визначених в області Ω . Виділимо у цьому просторі множину V допустимих переміщень:

$$V = \{v \in W_2^{(1)}(\Omega) \mid \vec{v}(\vec{x}) = \vec{0}, \forall \vec{x} \in \Gamma_u; \vec{v}(\vec{x}) = \vec{\Phi}(\vec{x}, \vec{U}, \vec{\theta}), \forall \vec{x} \in \Gamma_c\}.$$

Введемо позначення $\zeta_{ij} = \frac{1}{2}(v_{i,j} + v_{j,i})$. Задача визначення дійсних переміщень точок основи може бути сформульована як задача знаходження вектор-функції $\vec{u}(\vec{x}) \in V$, для якої функціонал

$$I(\vec{v}) = \int_{\Omega} A_{ijkl}(\vec{x}) \zeta_{ij}(\vec{x}) \zeta_{kl}(\vec{x}) d\Omega$$

набуває значення своєї точної нижньої грані на множині V [2].

Із урахуванням умови (6) та за досить широких вимог до форми тіла Ω така варіаційна задача має єдиний розв'язок [2].

Викладена постановка задачі ґрунтується на припущенні, що вектори \vec{U} та $\vec{\theta}$, які задають рух штапу, є відомі. Однак у разі, коли зовнішні сили, які діють на штап, є сили тяжіння, таке припущення є неприйнятне. Унаслідок деформування неоднорідної основи можливий поворот штапу. Це призводить до виникнення моменту сил тяжіння, прикладених до штапу. У свою чергу, додатковий момент впливає на деформування основи, а, отже, і на рух штапу. Тому вектори \vec{U} та $\vec{\theta}$ не можуть вважатись заданими заздалегідь і повинні бути віднесені до невідомих задачі. У такому разі постановку задачі слід доповнити ще й умовами рівноваги штапу під дією сил тяжіння та контактних зусиль.

Нехай $\vec{P}_*(\vec{U}, \vec{\theta}), \vec{M}_*(\vec{U}, \vec{\theta})$ – головний вектор та головний момент сил тяжіння, прикладених до штапу, у разі його переміщення, що відповідає векторам \vec{U} та $\vec{\theta}$. Через $\vec{P}(\vec{U}, \vec{\theta}), \vec{M}(\vec{U}, \vec{\theta})$ позначимо головний вектор та головний момент контактних зусиль, знайдених шляхом розв'язання сформульованої вище задачі за фіксованих векторів \vec{U} та $\vec{\theta}$. Тоді умови рівноваги штапу мають вигляд

$$\begin{cases} \vec{P}(\vec{U}, \vec{\theta}) + \vec{P}_*(\vec{U}, \vec{\theta}) = 0, \\ \vec{M}(\vec{U}, \vec{\theta}) + \vec{M}_*(\vec{U}, \vec{\theta}) = 0. \end{cases} \quad (8)$$

Рівняння (8) доповнюють сукупність співвідношень крайової задачі і дозволяють знайти переміщення і повороти штапу у разі дії сил тяжіння. Розглянемо конкретний алгоритм знаходження \vec{U} і $\vec{\theta}$, який ґрунтується на ідеї розщеплення.

Подамо рівняння (8) у формі еквівалентної екстремальної задачі знаходження векторів \vec{v} і $\vec{\theta}$, для яких функція

$$F(\vec{v}, \vec{\theta}) = |\vec{P}(\vec{v}, \vec{\theta}) + \vec{P}_*(\vec{v}, \vec{\theta})|^2 + |\vec{M}(\vec{v}, \vec{\theta}) + \vec{M}_*(\vec{v}, \vec{\theta})|^2$$

досягає свого найменшого значення.

Для розв'язання такої задачі безумовної мінімізації застосуємо прямі методи нульового порядку, тобто методи, на кожній ітерації яких треба обчислювати лише значення функції $F(\vec{v}, \vec{\theta})$. Це означає, що в процесі мінімізації функції $F(\vec{v}, \vec{\theta})$ доводиться розв'язувати сформульовану крайову задачу для фіксованих векторів \vec{v} і $\vec{\theta}$, а потім знаходити вектори $\vec{P}(\vec{v}, \vec{\theta})$ і $\vec{M}(\vec{v}, \vec{\theta})$. Серед мето-

дів нульового порядку найбільш зручним та ефективним виявився метод локальних варіацій.

Розглянемо алгоритм розв'язання варіаційної задачі

$$\inf_{\vec{v} \in V} I(\vec{v})$$

Скористаємось скінченно-елементною апроксимацією $\vec{v}_h(\bar{x})$ вектор-функції $\vec{v}_h(\bar{x}) \in V$. Сукупність таких апроксимацій утворює підмножину $V_h \subseteq V$. На цій скінченно-вимірній множині функціонал $I(\vec{v})$ фактично перетворюється на функцію багатьох змінних. Оскільки припустимі вектор-функції належать простору $[W_2^{(1)}(\Omega)]^3$, то доцільно скористатись відповідними узгодженими елементами, наприклад, найпростішими елементами, або елементами лагранжевого та сирендипового типів. У такому разі отримуємо задачу пошуку вузлових значень із умови мінімуму функції багатьох змінних. Для розв'язання такої задачі було використано метод послідовної верхньої релаксації.

Проілюструємо можливість запропонованої методології на прикладі задачі плоскої деформації про дію штампу на поверхню основи (рис. 1).

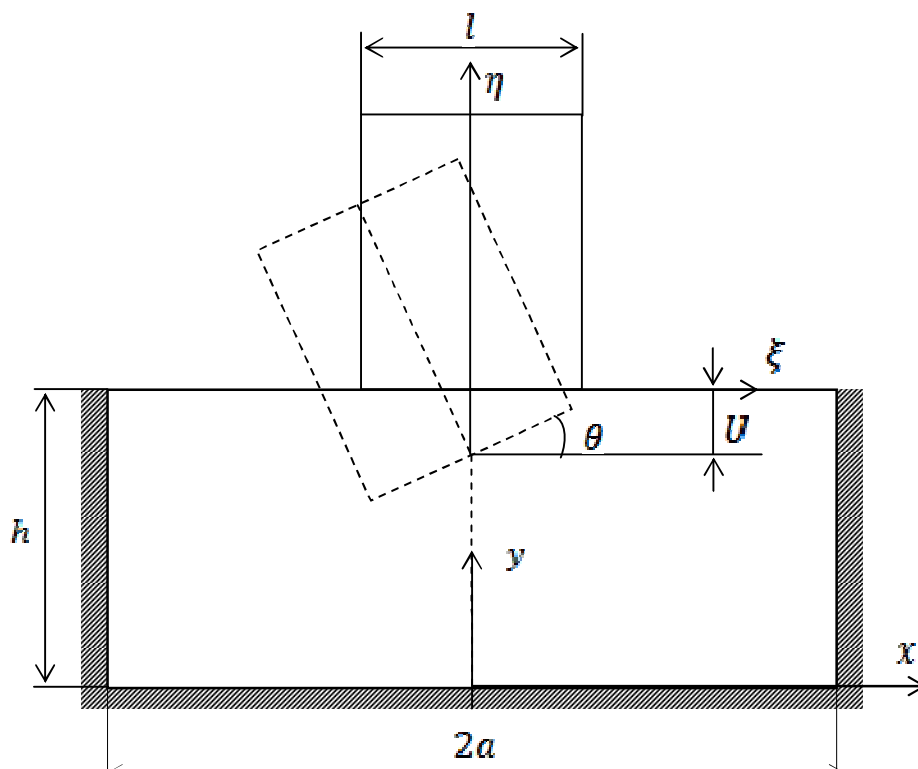


Рис. 1. Дія штампу на поверхню основи

На рис. 2, 3 подані розподіли нормальних і дотичних контактних напружень у разі поступального вдавлювання штампу у неоднорідну ізотропну основу. Коефіцієнт Пуассона змінювався за законом $\nu(x) = 0,35 - \frac{x+a}{8a}$. Розрахунки

виконані при $2a/h = 1$; $U/a = 0,4$. Для порівняння штрихованою лінією показані розподіли контактних напружень у разі однорідної основи при $\nu = 0,35$.

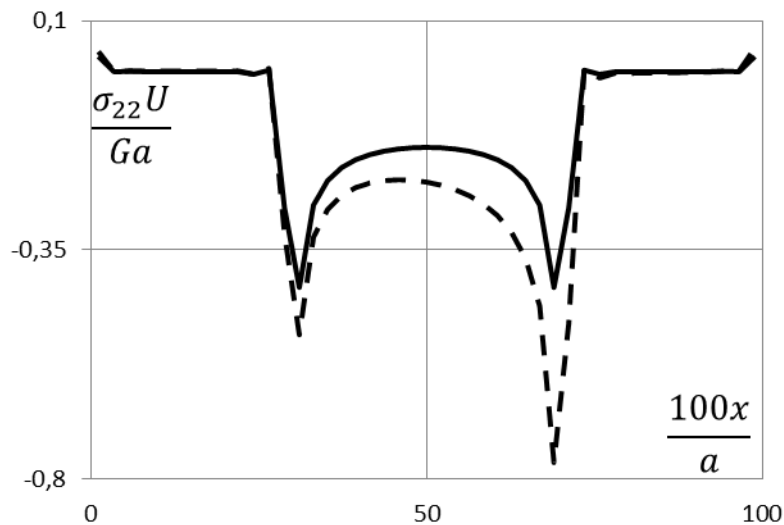


Рис. 2. Нормальні контактні напруження при дії штапу на неоднорідну основу

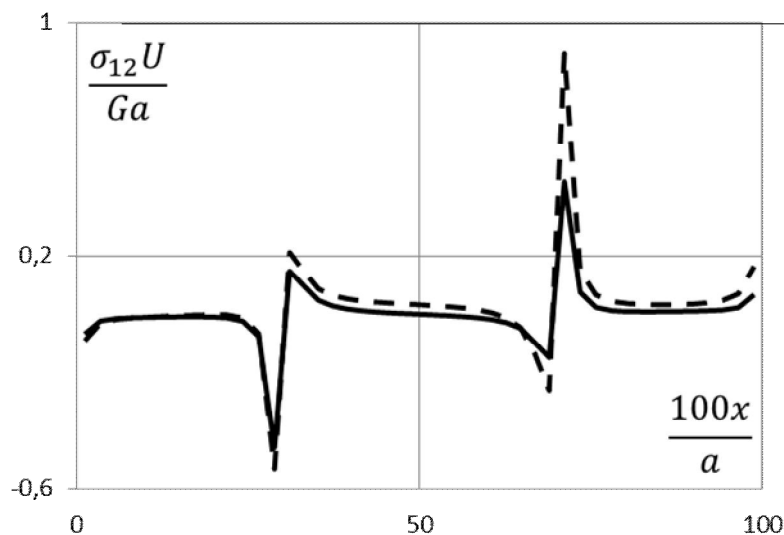


Рис. 3. Дотичні контактні напруження про дію штапу на неоднорідну основу

Звернемо увагу на асиметрію контактних напружень, викликану неоднорідністю основи. Зауважимо, що така асиметрія більш характерна для розподілу нормальних контактних напружень.

На рис 4 умовно, у вигляді спотвореної скінченноелементної сітки, показаний характер деформування на глибину U ; поворот штапу дорівнював $\theta = \frac{\pi}{6} \cdot \frac{U}{l}$. Розрахунки виконані при $\frac{a}{l} = 0,5$; $\frac{U}{h} = 0,125$ та за таких співвідношень пружних модулів:

$$\frac{A_{1111}}{A_{2222}} = 1; \frac{A_{1122}}{A_{2222}} = 0,4; \frac{A_{1212}}{A_{2222}} = 0,7$$

Вплив відношення $\frac{A_{1111}}{A_{2222}}$ на розподіл нормальних контактних напружень ілюструє рис. 5.

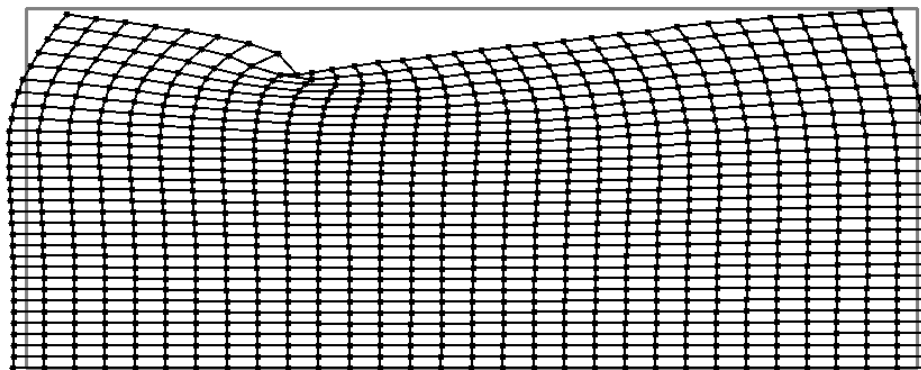


Рис. 4. Деформована скінченноелементна сітка

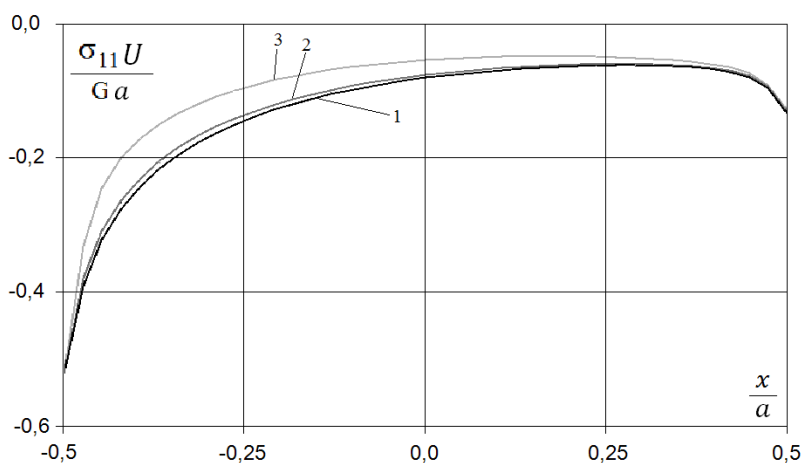


Рис. 5. Нормальні контактні напруження при дії штампів на ортотропну основу:

$$1 - \frac{A_{1111}}{A_{2222}} = 1; 2 - \frac{A_{1111}}{A_{2222}} = 1,2; 3 - \frac{A_{1111}}{A_{2222}} = 1,4$$

Висновки: Запропонована постановка нового класу зв'язаних контактних задач для істотно неоднорідних та анізотропних тіл. Розроблені алгоритми числового розв'язання. Результати роботи можуть бути використані при проектуванні основ та фундаментів масивних споруд. Подальші дослідження варто спрямувати на дослідження контактної взаємодії в умовах повзучості та на вивчення стійкості споруд на неоднорідних основах.

Список літератури

1. Ильман В.М., Приварников А.К., Ламзюк В.Д. О характере взаимодействия штампа с упругим многослойным основанием // Изв. АН СССР. Механика твердого тела – 1975. – №5. – С. 134–138.
2. Кузьменко В.И. О вариационном подходе в теории контактных задач для нелинейно-упругих слоистых тел. // Прикл. математика и механика. –1979. –Т.43, вып. 5. – С. 893–901.
3. Власенко Ю.С. Взаємодія важких штампів з багатошаровою пружнопластичною основою, що містить включення; автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук. – Дніпропетровськ, 2010. – 20 С.

4. Власенко Ю.Е., Кузьменко В.И. О влиянии свойств упругости основания на осадки и повороты массивных сооружений // Вісник Придніпровської державної академії будівництва та архітектури, 2008. –№1–2. –С. 57–65.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 11.04.2013*

УДК 66.022.63:502.36

© Д.В. Рудаков, А.Д. Ляховко

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОЦИКЛОНА ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ОБЪЕМОВ ПЫЛЕВЫХ ВЫБРОСОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ (НА ПРИМЕРЕ г. ДНЕПРОДЗЕРЖИНСКА)

Обосновывается применение модернизированного аппарата электроциклон для очистки выбросов агломерационного производства от пыли на примере ДМК им. Дзержинского. Оценен эколого-экономический эффект уменьшения выбросов пыли в масштабах города Днепродзержинска

Обґрунтовується застосування модернізованого апарату електроциклон для очищення викидів агломераційного виробництва від пилу на прикладі ДМК ім. Дзержинського. Оцінено еколого-економічний ефект зменшення викидів пилу в масштабах міста Дніпродзержинська.

The use of the upgraded device electrical cyclone for cleaning emissions from the production of sinter dust on the example of Dneprodzerzhinsk metallurgical plant named after Dzerzhinsky is justified. An ecological and economic effect of reducing dust emissions within the city Dneprodzerzhinsk is assessed.

Введение. Проблема защиты атмосферного воздуха является актуальной задачей в промышленно развитых регионах, одним из которых является Днепропетровская область. Особенно высокая степень загрязнения атмосферного воздуха характерна для Днепродзержинска – крупного промышленного центра, в котором расположены несколько десятков предприятий – источников загрязнения атмосферы вредными веществами и пылью. Суммарные выбросы пыли в атмосферу города в 2011 г составили 17,936 тыс. тонн [1]. Основным загрязнителем атмосферы г. Днепродзержинска пылью является Днепропетровский металлургический комбинат им. Дзержинского (табл. 1). При этом в структуре выбросов, как и на любом металлургическом производстве, на долю агломерационной фабрики приходится значительная часть – более 60% выбросов пыли всего комбината [3].

Большинство промышленных предприятий – загрязнителей атмосферы были построены в прошлом веке без учета экологической составляющей. Они расположены в правобережной части города, где проживает 2/3 его населения. В этой части Днепродзержинска сложилась напряженная экологическая обстановка: значение ПДК по пыли стабильно превышено в 2–3 раза [4].

Предприятия – основные загрязнители атмосферы пылью в
г. Днепродзержинске

Предприятие	Объем выбросов пыли, т/год	Объем от выбросов всего города, %	Оснащенность источников выбросов ГОУ, %	Эффективность работы ГОУ, %
ДМК	17351,107	96,7	66,5	85–98
Баглейкокс	132,194	0,7	8,56	85–98
ДКХЗ	81,145	0,5	46,8	90,8

ГОУ – газоочистные установки

Одним из выходов было бы закрытие вредных производств и перенос их за черту города. Однако эти предприятия являются градообразующими, и их закрытие повлечет за собой крупные социально-экономические проблемы. Ситуация усугубляется тем, что в условиях экономического кризиса предприятия не могут вкладывать необходимые средства в реконструкцию производства и замену морально и физически устаревшего технологического и пылеочистного оборудования.

Необходимо отметить, что большая часть применяемого пылеулавливающего оборудования было установлено еще в 1970–80 гг. и практически отработала свой ресурс. Имеющееся ГОУ не обеспечивает требуемые предельные нормы выбросов, что в промышленных масштабах приводит к тяжелым последствиям для окружающей среды и здоровья населения города.

Постановка задачи. Для решения этой проблемы в современных реалиях необходим надежный и технологичный аппарат с низкой металлоемкостью и высокой степенью очистки от пыли, который можно было бы изготовить или модернизировать непосредственно на производстве. В качестве альтернативы традиционным устройствам предлагается использование аппарата комбинированной очистки – электроциклона. Задача исследования состоит в оценке эколого-экономической эффективности предлагаемого аппарата и обосновании применения его на предприятиях, выбрасывающих большие объемы пыли.

Методика исследований. За основу разработки был взят стандартный циклон ЦН-15, в который добавлены элементы конструкции электрофильтра с минимальным внесением переделок в конструкцию [5]. Схема предлагаемого электроциклона представлена на рис. 1.

Для проверки обоснованности применения электроциклонов в производстве были использованы два критерия:

1. Эффективность очистки по сравнению с традиционными аппаратами (циклонами и электрофильтрами)
2. Объем выбросов пыли в масштабах города, который удастся уменьшить применяя данный аппарат.

Расчетные оценки выполнены на примере объемов выбросов и фракционного состава пыли аглофабрики ДМК им. Дзержинского [2,3,6].

Для оценки эффективности очистки газов от пыли предлагаемым электроциклоном необходимо определить массы всех фракций пыли, образующейся на агломерационном производстве металлургического комбината. Обозначим через M_{Σ} общую массу пыли, образующейся в организованных источниках, которая подлежит очистке. Тогда массы всех n фракций пыли M_i определяются по формуле

$$M_i = p_i M_{\Sigma}, i=1, \dots, n, \quad (1)$$

где p_i – массовые доли содержания каждой фракции пыли в ее общей массе до очистки, д. ед.

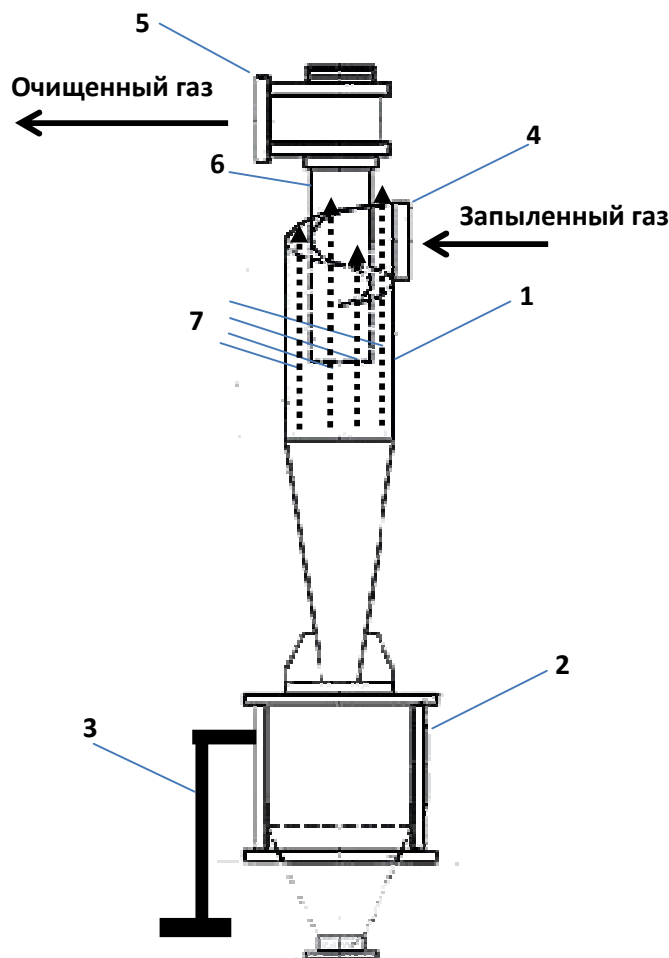


Рис. 1. Схема электроциклона: 1 – корпус; 2 – бункер; 3 – заземление; 4 – входной патрубок для ввода газового потока; 5 – выходной патрубок для выхода очищенного газа; 6 – выхлопная труба; 7 – коронирующие электроды;

Масса i -й фракции пыли после очистки m_i определяется по формуле

$$m_i = (1 - \eta_{c,i}) M_i, \quad (2)$$

где $\eta_{c,i}$ – коэффициент очистки i -й фракции пыли на существующем оборудовании, д. ед.

Сопоставляя соотношения (1) и (2), и суммируя их для всех фракций, получим оценку массы всей пыли, образующейся в производстве

$$M_{\Sigma} = \frac{m_{\Sigma}}{\sum_{i=1}^n p_i (1 - \eta_{c,i})}, \quad (3)$$

где m_{Σ} – масса выбросов пыли всех фракций, $m_{\Sigma} = \sum_{i=1}^n m_i$, т. Знаменатель имеет смысл среднефракционной доли всей пыли, которая выбрасывается вследствие несовершенства очистного оборудования.

По имеющимся данным о выбросах (величине m_{Σ}) [2], фракционному составу пыли (величины p_i) [6] и рассчитанным коэффициентам фракционной очистки [7] сначала рассчитывается величина M_{Σ} по формуле (3). Далее по соотношению (1) определяются массы всех фракций до очистки.

Коэффициенты фракционной очистки предлагаемого электроциклона $\eta_{ec,i}$ определяются с помощью авторской методики, основанной на [7], и учитывающей, равномерное изменение размера частиц в каждой фракции. Тогда для фракции, предельные размеры частиц которой составляют d_1 и d_2 ($d_1 < d_2$), коэффициент эффективности очистки вычисляется в виде:

$$\eta_{12} = \frac{1}{d_2 - d_1} \int_{d_1}^{d_2} \eta(\xi) d\xi, \quad (4)$$

Общий коэффициент очистки, как центробежной, так и электрической, рассчитывается путем суммирования фракционных коэффициентов с учетом процентного содержания каждой фракции.

Массы всех фракций пыли после очистки электроциклоном определяются по формуле (2) с заменой параметра $\eta_{c,i}$ на $\eta_{ec,i}$.

Для оценки технико-экономической эффективности предлагаемого аппарата использовался метод приведенных годовых затрат [8]. Необходимо отметить, что применительно к электроциклону это является сложной задачей ввиду отсутствия аналогов, поэтому расчеты проводились на основе сравнительных данных с базовыми аппаратами – циклоном и электрофильтром. Для сравнения брались аппараты с одинаковыми значениями запыленности и расходом очищаемых газов до 100 тыс. м³/год.

Расчет эффективности электроциклона проводился по формуле:

$$\mathcal{E} = (П - E \cdot K) A, \quad (5)$$

где $П$ – прибыль от применения газоочистного оборудования, E – нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат, K – удельные капитальные вложения, A – годовой объем очищаемых газов (м³/час).

Результаты расчета. Изменение эффективности очистки выбросов агломерационного производства от пыли электроциклоном по сравнению с имеющимися пылеулавливающими аппаратами показано на рис. 2 и 3. Снижение общего объема пыли составит 5913 тыс. т, причем по самым мелким фракциям от 4 до 10 мкм – 1508,7 тыс. т. В результате этого превышение ПДК по пыли в атмосфере города может снизиться до 1–1,5.

Необходимо отметить, что конструкция электроциклона позволяет изменять технические характеристики в широких пределах, что позволяет эффективно улавливать пыль с различными физико-химическими свойствами.

Расчеты экономической эффективности электроциклона выполнялись с погрешностью $\pm 30\%$, что достаточно для исследовательского ТЭО [8]. Технико-экономические показатели сравниваемых установок приведены в табл. 2.

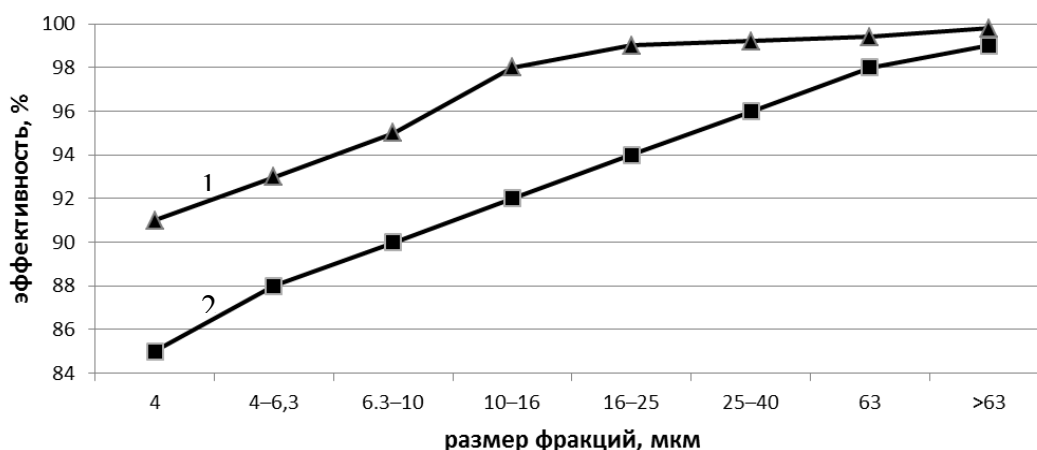


Рис. 2. Распределение коэффициентов очистки по фракциям пыли агломерационного производства: 1 – стандартный циклон ЦН-15, 2 – электроциклон

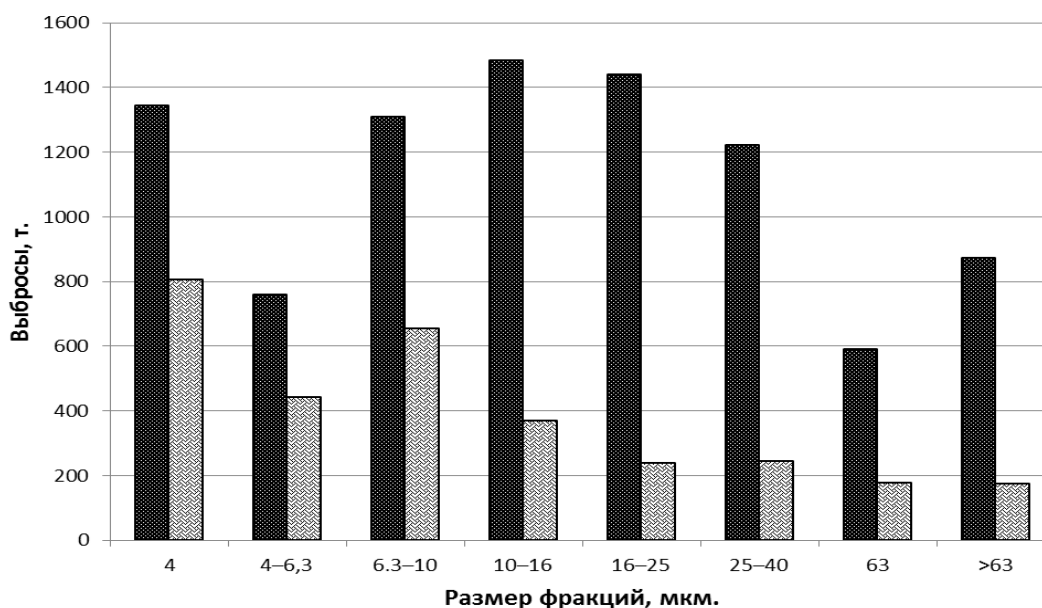


Рис. 3. Масса выбросов пыли агломерационного производства после очистки: ■ – стандартным циклоном, ▨ – электроциклоном

Предлагаемый электроциклон по эффективности немногим уступает электрофильтру, но по удельным капитальным затратам и стоимости очистки 1000 м^3 газа обходится на 46–81 % дешевле, что дает ему технико-экономические преимущества по сравнению с применяемым типовым оборудованием – циклоном и электрофильтром.

Таблица 2

Технико-экономическая эффективность газоочистного оборудования

Оборудование	Степень очистки, в среднем, %	Удельные капитальные затраты на 1000 м ³ газа, грн.*	Стоимость очистки грн./м ³ час*
циклон	96,99	4,25	2,75
электрофильтр	99,45	12,5	8,25
электроциклон	97,94	5,75	6,75

* – по ценам 2012 г.

Для экспериментального подтверждения полученных данных авторами проводятся натурные испытания на опытно-промышленной установке ЭЦН 15–200.

Выводы. Результаты расчетов показывают высокую эффективность предлагаемого электроциклона с точки зрения очистки пыли. Коэффициент фракционной очистки в промышленных условиях по расчетным данным составит не менее 97,94 %.

Применение аппарата комбинированной очистки оправдано с эколого-экономической точки зрения – себестоимость очистки мелких, наиболее опасных для здоровья фракций пыли до 10 мкм снижается на 50% по сравнению с электрофильтром.

Таким образом, модернизация имеющихся пылеулавливающих устройств в условиях металлургического производства в г. Днепропетровске может существенно повысить их эколого-экономическую эффективность.

Список литературы

1. Регіональна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Дніпропетровській області за 2011 р. Д.: Державне управління ОНПС в Дніпропетр. обл., 2012. – 193 с.
2. Екологічний паспорт Дніпропетровської області. Д.: Державне управління ОНПС в Дніпропетр. обл., 2012. – 135 с.
3. Елисеев А.К., Мартыненко В.А., Каракаш А.И, Колесников В.И. Охрана окружающей среды в агломерационном производстве / Елисеев А.К. – М.: Металлургия, 1994 г. 176 с.
4. <http://ecodnpr.dp.ua/index.php/state-environmental-components?view=alphacontent&start=20>
5. Ляховко О.Д., Рудаков Д.В.; Власник ДВНЗ НГУ. Пат. 77681 Україна, МПК В03 С 3/15 Электроциклон. № 201209233; заявл. 27.07.2012; опубл. 25.02.2013, Бюл. №4.
6. Скрыбина Л.Я. Атлас промышленных пылей Ч.2 [Текст] / Скрыбина Л.Я. – М.: ЦИНТИХИМНЕФТЕМАШ, 1981. – 38 с.
7. Циклоны НИИОГАЗ. Руководящие указания по проектированию, изготовлению, монтажу и эксплуатации. / – Ярославль: Всесоюзное объединение по очистке газов и пылеулавливанию, 1970. – 96 с.
8. А.Ю. Никифоров, А.Н. Тростин. Стоимость подавления отходов [Текст] / А.Ю. Никифоров – Иваново: ГОУВПО Ивановский государственный химико-технологический университет, 2007. – 56 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 18.05.2013*

THE ROLE OF MEANS OF INDIVIDUAL PROTECTION FOR RESPIRATORY ORGANS IN PROPHYLAXIS OF THE COAL – DUST ETIOLOGY

Розкрито питання пов'язані зі зниженням захворювань пилової етіології. Проведена оцінка захисної ефективності засобів індивідуального захисту органів дихання по вугільному пилу. Розраховано ризик захворювань пневмоконіозом за наявності респіратора.

Раскрыты вопросы, связанные со снижением заболеваний пылевой этиологии. Проанализирована защитная эффективность средств индивидуальной защиты органов дыхания по угольной пыли. Рассчитан риск заболевания пневмокозиозом при наличии респиратора.

The problems, bound diseases a dust of an etiology lowering are uncovered. The protective efficiency of resources of individual protection of organs of respiration on braise is parsed. The hazard of disease by a dust disease at presence of an oxygen breathing apparatus Is calculated.

The problems concerned the lowering dust diseases etiology are being uncovered. The protection organs from coal dust have already been analyzed. The hazard of dust disease at the presence of an oxygen breathing apparatus is calculated.

Today the situation bound with professional discases is quit complicated in Ukraine. For the last ten years they have grown almost five times as many. According to the data presented by the State Department of Industrial Safety, labour protection and mining inspection over half cases of professional discases are bound up with dust etiology.

The high levels of dust concentration within working zone and also hardships of standardization of labour conditions because of the dust factor make the pneumoconiosis problem as the most urgent of today's ones. According to the data presented by Donetsk NDI of Labour Gygiene and profdiseases the coal industrial branch loses over 200 mln hrn yearly for recovering losses to the miners caused by diseases to the number of which exceeds 57 thousand people. (1). Besides, this causes such considerable negative social consequences: disablement is growing as well as mortality, the total miners life – time duration shortens.

Thus, profdiseases by dust etiology take the first place among others, that's why the matter of their prophylaxy is quite actual today. One of the ways for solving this problem is constant and reliable control over the dust load on miners' lungs. The long storage of the information about the dynamics of obtained doses (for example at electronic bearers) will permit to get prognosis about chances of workers' diseases by pneumoconioses or dust bronchitis, to estimate their state of health and obtain the trustworthy data for medical inspections and expertise's.

In common case for defining dust amount getting into a person's lungs for a certain period of time it's necessary to know dust concentration "C" in the air of working space, the meddle changing volume of lungs' aeration "Q", working shift's duration "t", and number of working shifts "N":

$$D = 0.001kCQtN, \text{ gr,}$$

where “D” – is dust load, gr, k – coefficient which accounts respirator’s presence.

As from the deduction (1) is evident while calculation of dust load it’s necessary to consider respirator’s presence that reduces dust amount greatly which gets to the lungs. Authors offered (1) admitting coefficient’s value $k = 0.1$ if device for individual protection of respiration organs DIPOR is really applied, but if it is not – then $k = 1$. However, each type of respirator has its own qualitative indices that depend on the constructional kind of the half mask as well as on air filter’s properties from material of which the DIPOR is made. Besides, at coal mines they can use various types of respirators, as well as various air filters for them. Accounting it to use one and the same coefficient’s meanings is unsuitable and while calculation of dust load it’s necessary to account the efficiency of specific protective devices for organs of respiration, since they remarkably lower the risk of diseases by pneumoconiosis and dust bronchitis.

It’s rather hard to investigate the level of diseases relating to dust depending on respirators’ using because of a number of subjective and objective reasons one principal among which is that for getting some statistically grounded data the long-term research of workers’ morbidity is necessary to do. However certain investigations in this aspect were held. So, on the base of study the dynamics of dilation pneumoconiosis among miners at groups of coal mines the fact was determined that for the space of 20 years the morbidity was lowered to 3 – 7 times as much (2). This great disparity is explained by the fact that it’s rather difficult to check the correctness of using respirators by miners, but the essential reducing of the numbers of diseases by pneumoconiose is an argument of efficiency of using respirators. In order to learn and determine dust load and trustworthiness of disease for certain too, it is necessary to devise a new approach for an estimation of DIPOR quality.

All of them are characterized by two main indices – those are resistance to respiration coefficient of penetrating. The latter shows on a half mask construction and properties of filtering material that protectional device is made of. The analysis of coefficient’s essence accounting respirator’s presence shows that it can be equated to the coefficient of penetration of DIPOR which was experimentally defined (fig. 1) as relation of concentrations dispersive particles of aerosol “before” and “after” respirator, that is it expresses the mass portion of particles that penetrated through the protective device.

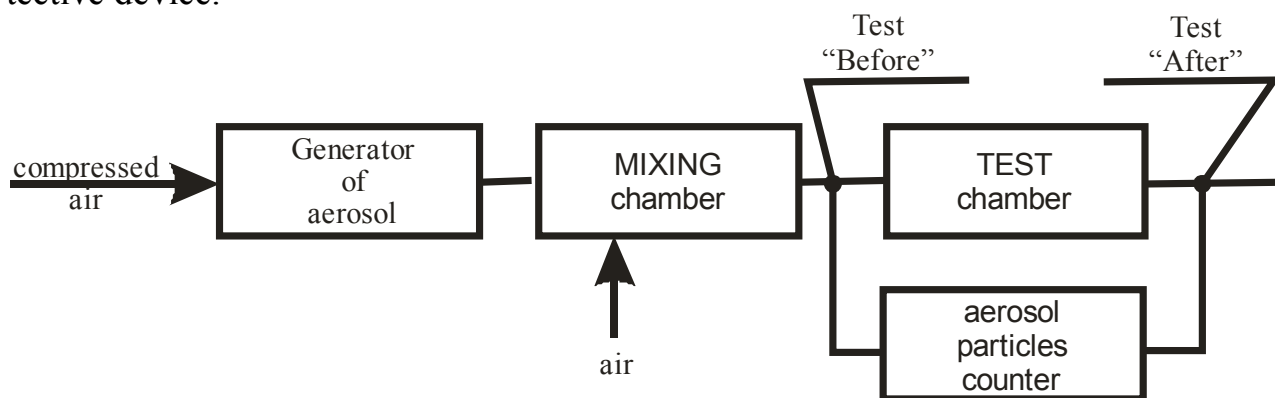


Fig. 1. The principal diagram of respirator’s test on aerosol

$$K_n = \frac{N_0}{N} 100, \%$$

where “ N_0 ” - concentrations dispersive particles of aerosol before respirator, mg/m^3 ;
“ N ” - concentrations dispersive particles of aerosol after respirator, mg/m^3 .

While respirator's test – aerosol from the generator through mixing chamber where it's diluted with pure air up to the concentration that is needed gets into the test chamber in which respirator is placed. Coefficient of penetration is calculated with the help of the counter of aerosol particles; it is determined entering and leaving concentrations of test – aerosol and with the formula (2). Instead of test – aerosol turbine oil or liquid paraffin are used as well as sodium chloride and others. Dispersive structure of these aerosols essentially differs from that of coal dust. It as test – aerosol coal dust is used it'll let the modeling processes which are going on in DIPOR, when powdering them with dist in real conditions of mining production, and in this way to determine coefficient's value by first approach considering the presence of respirator. On the base of testing laboratory of technical expertise on means of collective and personal protection of respiration organs among workers a universal stand was designed which provides preparing and feeding newly – created dust with the given ahead dispersive component (3), with the help of which it's possible to estimate the efficiency of respirators at coal dust (fig.2).

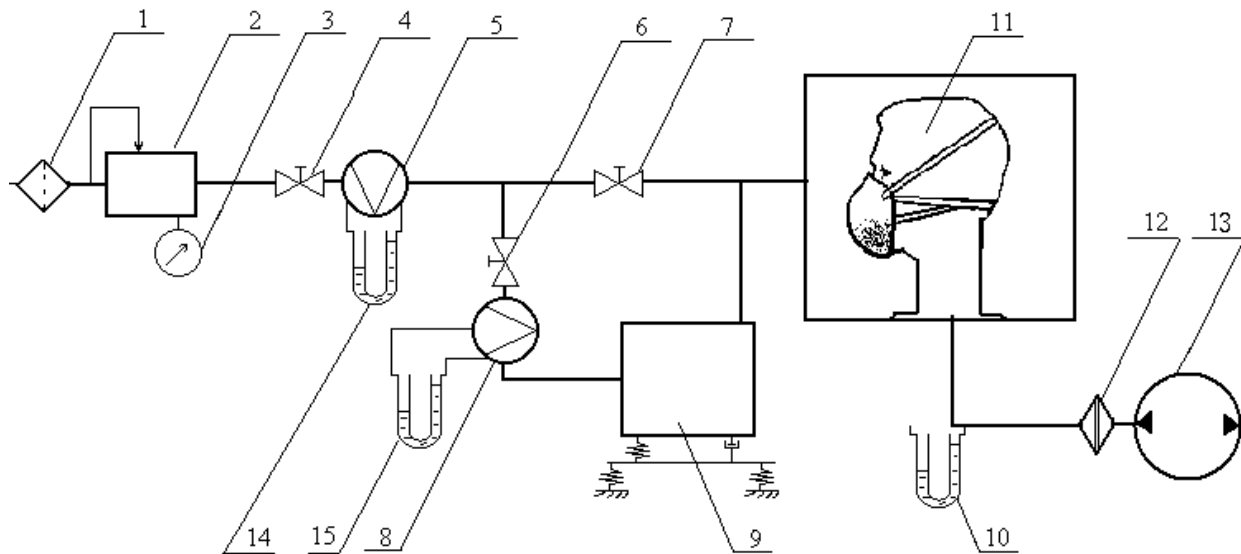


Fig. 2. Scheme of aggregate for testing DIPRO: 1 – air filter for previous cleaning; 2 – manometer; 3 – stabilizer of pressure; 4,6,7 – regulating valves; 5 – diaphragm; 8 – rotameter; 9 – dust generator; 10 – micromanometer; 11 – test chamber with the mauler; 12 – allonge with filter AFA; 13 – vacuum air pump.

The aggregate works as follows. Under air pressure from compressor it gets through the air filter of previous refinement 1 on the stabilizer 2. This air supply is regulated with the air valve 4 and controlled by manometer proceeding from pressure recession on the gagging diaphragm 5. For producing dust aerosol from 2 up to 10 l/min of clean air are feeded into the vibrating dust generator depending on dust concentration given ahead. The vibratory dust generator presents by itself a steel glass

with the inlet and outlet shutter into which mass of previously crushed to pieces coal of total mass of about 100 gr. Under the vibratory chamber the intensive self – breaking of these pieces into the state of dust takes place. For accelerating of crushing process the charge of steel spheres of 10 – 15 mm in diameter is provided into the chamber of generator. With the air – cock (6) and rot meter (8) the regulation of air supply getting into generator is realized owing to which fact not only different dust concentration but also different dispersive compound can be obtained. Other portion of clean air is delivered into the test chamber 11 with the respirator placed in it. The purified air from under mask space DIPRO in amount of 30 l/min is discharged by means of the allonge through the air filter AFA 12 with the help of vacuum pump 13. The dusty piling up on the protective device is controlled thanks to the growth of aerodynamic counteraction indicated by readings of micro manometer 10. The dust amount that didn't stay in DIPRO that means it got into the man's lungs, is fixed with the air filters AFA which were weighed previously on the analytical scales.

Thus, proceeding from disparity between the dusted and clean filters AFA we can ascertain the air output which could get into the worker's lungs that allows to estimate the dust load. In this case the coefficient accounting respirator's presence we'll fix on the formula:

$$k = \frac{M_1 - M_\phi}{(M_1 - M_\phi) + (M_2 - M_p)}$$

where: M_1 – is mass of the dusted filter AFA, gram; M_2 – mass of dusted filters of respirator, gram; M_F – mass filter AFA, gram; M_p – mass of resp. filter, gram.

For researches the most popular in coal and mining oeres industry several patterns of respirators: ShB – 1 “Lepestok – 40”, ShB – 1 “Lepestok – 200”, RPA – TD – 1, RPA – TD – 2 were used. As it was mentioned above, the filtering cells for DIPRO of repeated using can be made of materials which greatly differ from each other by their technical characteristics and that may influence in great extent for the respirators' quality in whole.

That's why efficient range of applying protectional devices is necessary to estimate according to the quality of the filtering cell. Results of researches on estimation of coefficient “k”, accounting respirator's presence are shown in the table 1.

To appraise the role of devices for individual protection of respiratory organs in prophylaxis from dust etiology let's use the method of calculation chances of disease among workers in a dust contact that woes worked out and installed in Russia where miners' chance of disease can be determined by the integral index of morbidity risk (4):

$$R = 8,6x_1 + 6,0x_2 + 19,4x_3k_1 + 6,4x_4k_2k_3 \quad (3)$$

where R – is integral index of risk; x_1 – the worker's age, years; x_2 – the total service length, years; x_3 – the length of works in dust contact, years; x_4 – dust load, g; k_1 – coefficient accounting the content SiO_2 (it's within the limits of 0.6 – 1.20); K_2 – coefficient accounting mineral compound and dust concentration in the air (for the coal dust with the content of spare silica to 5 % within the scope from 0.47 to 2.2 it depends on exceeding YPK on dust in the air of working zone); k_3 – coefficient counting toil hardness (in the limits of 1.1 – 1.8).

Table 1

Type DIPRO with filtering cell	Dust concentration in chamber, C , mg/m^3	Time, dusting, t , min	Mass dust on DIPRO, before dusting, P , g	Mass of dust after DIPOR on filter AFA, P_c , g	Meaning of coefficient counting respirator's presence, k
ShB – 1 “Lepestok – 200”	близько 300	120	$1,06 \pm 0,03$	$21,8 \pm 2,5$	0,021
ShB – 1 “Lepestok – 40”	близько 300	120	$1,07 \pm 0,04$	$26,4 \pm 2,4$	0,024
RPA – TD – 1 with filters of material “FPP 15 – 0.6”	близько 300	120	$1,07 \pm 0,07$	$21,1 \pm 1,3$	0,019
RPA – TD – 1 with filters of material “FPP 15 – 1.5”	близько 300	120	$1,06 \pm 0,08$	$22,9 \pm 1,1$	0,022
RPA – TD – 1 with filters of material “eleflen 5C”	близько 300	120	$1,09 \pm 0,05$	$21,6 \pm 1,5$	0,020

The risk of disease is defined proceeding from the value of index (tab. 2(5)).

Table 2

Integral index	1000 1150	1151 1200	1201 1250	1251 1300	1301 1350	1351 1400	1401 1450	1451 1500	1501 1550	1551 1600	бі- льше 1600
Risk of disease, %	> 2	5	10	20	30	40	50	60	70	80	90

Disposing indices which characterize miners' age, their length of working dust contact and coefficients accounting SiO_2 content, mineral structure and dust concentration in the air and hard toil conditions as well, it's possible to calculate the integral index of disease risk modifying by indices of dust load accounting DIPOR'S presence and lack of it. For example, a worker's age is 30 years, his total length of work is 9 years including 7 years in dust contact under average dust coal concentration (together with spare silica to 5%) $300 \text{ gr}/\text{m}^3$ /without respirator for conditions cited above the integral index R , equals 43789 and risk of disease is over 90%. To what extent the respirator's presence lowers the risk of diseases by dust etiology – this can be found by comparing the results of calculations (table 3).

Table 3

Type of respirators	Integral index of risk disease R , accounting DIPOR presence	Risk of disease at DIPOR presence, %
---------------------	--	--------------------------------------

ShB – 1 “Lepestok – 200”	1031	до 2
ShB – 1 “Lepestok – 40”	1167	до 5
RPA – TD – 1 with filters of material “FPP 15 – 0.6”	1011	до 2
RPA – TD – 1 with filters of material “FPP 15 – 1.5”	1061	до 2
RPA – TD – 1 with filters of material ele- flen	1025	до 2

It’s clear that in conditions of laboratory we are unable to reproduce all factors that affect upon the possibility of morbidity by pneumoconiosis. For instance, while hard toiling which is common for miners’ work the air supply through DIPOR many reach 300 l/min, the can considerably increase the probability of hitting the dust. Besides, nobody controlled whether workers put on respirators correctly, either how much more is getting the value of unfiltered air which is ejected through the obturator’s stripe past accumulation of sufficient amount dust on the air filter. This publication deals with only a slight part of the problem which regards with estimation after – effects of using respirators and defining of dust load. In order to define the effects of special types of respirators upon the lowering of morbidity risk confidentially, it’s necessary to proceed with researches in this. But aspect one thing is of no doubt that using of all our explored types of respirators decreases greatly the risk of rising diseases by pneumoconiosis.

References

1. Пылевая обстановка и заболеваемость пневмокониозом на шахтах Украины / Э.Н. Медведев, О.И. Кашуба, Б.М. Кривохижа, С.А. Крутенко. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 2005. – 205 с.
2. Средства индивидуальной защиты органов дыхания: Справочное руководство / П.И. Басманов, С.Л. Каминський, А.В. Коробейников, М.Е. Трубицына. – СПб.: ГИПП «Искусство России», 2002. – 399 с.
3. Разработка установки для испытаний средств пылезащиты и контроля запыленности / В.И. Голинько, В.Е. Колесник, А.С. Ищенко, С.И. Чеберячко // Науковий вісник НГА України. – 2001. – № 3. – С. 64-66.
4. Расчет и регулирование персональных доз ведущих вредных факторов (пыль, шум, вибрация) как вынужденная мера профилактики заболевания (защита временем) // Гигиенические требования к предприятиям угольной промышленности и организации работ. Санитарные правила и нормы Сан ПиН 2.2.3.570-96. – М.: Минздрав России, 1998. – С. 52-57.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голиньком В.І.
Надійшла до редакції 11.04.2013*

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕКОЛОГІЧНИХ ПРОБЛЕМ АВТОЗАПРАВНИХ СТАНЦІЙ ТА РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ДЛЯ ЇХ ЗМЕНШЕННЯ

Виконано аналіз стану АЗС, умов роботи, можливих екологічних проблем, пов'язаних з основною діяльністю станції. Пропонується для очищення стічних вод на крупних АЗС встановлювати установки «Кристал» для видалення нафтопродуктів з води та сорбенти, що допоможе вирішити ряд екологічних проблем.

Выполнен анализ состояния АЗС, условий работы, возможных экологических проблем, связанных с основной деятельностью станций. Предлагается для очистки сточных вод на крупных автозаправочных станциях устанавливать установки «Кристалл» для извлечения нефтепродуктов из воды, а также сорбенты, что обеспечит решение ряда экологических проблем.

The analysis of the state of AZS, terms of work, possible ecological problems is in-process executed, associated with basic activity of the station. It is suggested for cleaning of flow waters on large AZS to set options “Crystal” for deleting of oil – product from water and absorbent, which will help to decide the row of ecological problems.

Вступ. Транспорт, поряд з багатьма видами промисловості, являється одним із основних забруднювачів атмосферного повітря. В багатьох технологічних процесах, наприклад, на автозаправних станціях, авторемзаводах, станціях техогляду створюються виробничі стічні води, різні відходи. Ремонтно-експлуатаційні роботи супроводжуються також забрудненням ґрунтів. Об'єм стічних вод, що скидаються підприємствами цієї галузі, складає малу долю в сумарному об'ємі скиду забруднених вод, однак за токсичністю вони не уступають окремим підприємствам. Територія, займана для потреб транспорту, складає 12,5 % від загальної площі господарчих земель. Тобто, вплив транспорту на екосистеми, в тому числі на атмосферу, водні об'єкти, ґрунти, створенні виробничих відходів можна порівнювати з екологічними проблемами, що створюються окремими підприємствами.

Більш за все проявляється вплив транспорту на навколишнє середовище під час руху, коли споживається паливо і здійснюється значне виділення забруднюючих речовин. В загальному об'ємі викиди забруднюючих речовин в атмосферу від стаціонарних і пересувних джерел по країні складають 38 %, а в деяких промислових районах – понад 65 %. Таким чином, являючись одним з важливих складових економіки України, транспорт наносить певний негативний вплив на навколишнє середовище (на атмосферу, поверхневі води, ґрунт) [1–3].

Дніпродзержинськ, як місто важкої металургійної промисловості, має на своєму балансі авторемзавод, понад двох десятків автозаправних та станцій техогляду, які обслуговують понад 38 тисяч транспортних одиниць фізичних та юридичних осіб. Тому екологічні проблеми від автотранспорту у місті не менш актуальні, ніж такі ж проблеми від основних підприємств.

Постановка задачі. Задачею роботи було дослідити екологічні проблеми автозаправних станцій та розробити заходи для їх зменшення.

Транспортно-дорожній комплекс є важливим складовим елементом економіки країни, однак він дає вагому частину забруднення міст. Кількість транспортних засобів на автошляхах щорічно зростає. Відповідно з цим збільшується і кількість автозаправних станцій, вони є потенціальними стаціонарними забруднювачами навколишнього середовища.

В даній роботі дослідження проведено на прикладі однієї із заправних станцій м. Дніпродзержинська.

Результати роботи. Автозаправні станції стаціонарного типу, як правило, складаються з підземних резервуарів та заправних колонок. За згодою з місцевими органами самоуправління нерідко вони включають торгово-технічний комплекс, в тому числі мийки, станції техобслуговування та т. ін. При проектуванні на станціях застосовуються сучасні технологічні схеми заправки автотранспорту з використанням надійного обладнання, яке має систему автоматичного обліку, контролю і сигналізації.

Вітчизняного обладнання, що відповідає сучасним вимогам організації праці, автоматизації технологічних процесів, надійності, універсальності та екологічності поки що практично немає, тому у проектах часто застосовується імпордне обладнання, наприклад шведських фірм, що використовується в багатьох країнах світу і в даній час належить до числа найбільш екологічно небезпечних на європейському ринку.

Розглянута в роботі АЗС має три паливо роздавальних колонок продуктивністю понад 300 заправок автомобілів на добу, що призначені для заправки паливом легкових та вантажних автомобілів.

На території АЗС спроектовані і стабільно функціонують наступні будівлі і споруди:

- операторська;
- три паливо роздавальні колонки з навісом;
- паливний парк на 4 резервуари (місткістю 26 м³ кожний);
- споруди для очистки дощових стоків (для всього торгово-технічного комплексу).

Робота АЗС передбачає три режими роботи:

- зберігання витратного запасу палива;
- злив палива через ПРК в заправний транспорт (заправка транспорту);
- подача палива з автоцистерн в резервуари.

АЗС розташована на автомагістралі з інтенсивністю руху автотранспорту від 1000 до 2000 автомобілів на годину, що передбачає наявність потенційних клієнтів заправки.

Джерелами впливу на повітряне середовище при експлуатації АЗС є дихальні трубки від резервуарів для зберігання палива, заправні колонки при заправці автомобілів, а також автоцистерни при зливі палива у резервуари. Від зазначеного обладнання виділяються пари бензину та пари дизпалива, котрі згодом осідають на ґрунті і з ливневого колектору потрапляють у водойми.

Викид від резервуарів здійснюється на висоті 2,5 м через дихальний клапан, що працює в режимі “мірник” (фото 1).



Фото 1. Дихальні клапани на АЗС

Паливні колонки оснащені трубопроводами примусового повернення пароповітряної суміші, яка утворюється в еластичних шлангах. Приймальні пристрої резервуарів забезпечують герметичний злив палива з використанням зливних швидкокорозійних муфт.

Необхідне заглиблення встановлених резервуарів (1,4 метри від поверхні землі) забезпечує стабільний температурний режим при зберіганні палива та мінімальний коефіцієнт його випаровування. Установка дихальних клапанів підтримує підвищений тиск в резервуарах і також знижує випаровування палива.

Час роботи двигунів машин, що заправляються на території АЗС, не більше 1 хв. Як показав досвід аналогічних заправок, викиди шкідливих речовин від транспорту невеликі, концентрації, що створюються цими викидами, незначні. Проте для виключення розсіювання шкідливих викидів в атмосфері необхідно на території автозаправної станції садити зелені насадження. Побутове обслуговування персоналу здійснюється в приміщенні операторської, в якій є необхідні санітарно-побутові прилади. Витрати води на побутові потреби складає 0,38 м³/добу, які надходять в центральну каналізацію. Прийнята самопоточна система відводу побутових стоків створює надійні умови для безаварійної роботи.

У відповідності з технічними умовами та пов'язуючи їх з проектом вертикального планування скидання зливових і талих вод з території АЗС здійснюється після їх очищення в бензомаслоуловлювачах, в діючі дощоприймачі і далі в загальноміській ливневий колектор.

Фільтри очисних споруд після закінчення терміну служби утилізуються і вивозяться в місця утилізації, визначені рішенням міських виконавчих структур спільно з органами СЕС та комунальними службами міста. Тверда маса в міру накопичення в бензомаслоуловлювачі відкачується насосом і, після поперед-

нього аналізу шламу, вивозиться на мулові майданчики правобережних очисних споруд міста. Залпові викиди на майданчику практично відсутні. Спосіб заправки автотранспорту з подвійним контролем процесу, його автоматизацією і сигналізацією, як правило, виключає можливість технологічних аварійних викидів, пов'язаних з роботою технологічного устаткування.

При роботі АЗС можливе виникнення аварійних ситуацій – пожежі. Така ситуація можлива в разі одночасного настання наступних подій:

- протоки або витоку палива;
- появи джерела запалювання.

Витік палива може статися при розгерметизації трубопроводів або шлангів, за якими транспортується паливо.

Джерелами запалювання на АЗС можуть бути прямий удар блискавки, занос високого потенціалу, використання відкритого вогню. Використання відкритого вогню на АЗС не допускається. Установка вогневих перегородок на трубопроводах подачі палива в резервуари і видачі палива в паливороздатні колонки, на дихальних трубах резервуарів також забезпечують безпеку АЗС.

Розгерметизація резервуарів може привести до надходження нафтопродуктів у ґрунт. Для запобігання цієї можливості резервуари розташовуються в коробі-екрані з залізобетону з контрольною трубою для спостереження за можливою появою нафтопродуктів.

Отже, ступінь екологічного ризику, за умов експлуатації АЗС в прийнятному нормальному режимі, незначна. Однак при певних порушеннях технологічних процесів не виключено забруднення навколишнього середовища. Особливо це стосується можливого витоку забруднених нафтопродуктами стічних вод.

Кількість води, що споживається на АЗС, визначають виходячи з споживання питної і побутової (в подальшому побутової), технологічної води і води для гасіння пожеж.

Характер і кількість відпрацьованої води залежать від технології виробництва і розмірів станції. З розвитком технології (введенням нових засобів виробництва, хімічних речовин і т. і.) склад відпрацьованої води може суттєво змінюватись. Відправною точкою при проектуванні очисних споруд повинно стати передчасне визначення і оцінка характеристик, які передбачаються, відпрацьованої води. Основними технологічними операціями, пов'язаними з забрудненням великої кількості води, є мийка шасі, кузова, деталей, ремонт акумуляторів, окраска.

Споживання води на території комплексу протягом доби нерівномірне. Витрати побутової води досягає максимальної величини на стику двох змін. Мийка автомобілів ведеться особливо інтенсивно в денні години. Потреби в мийці змінюються в залежності від пори року і досягають максимального значення влітку і восени, а взимку значно скорочуються.

Побутова вода та вода для миття автомобілів повинна задовольняти вимогам, які висуваються до питної води. В останньому випадку ця необхідність пояснюється тим, що забруднюючі воду речовини можуть пошкодити пофарбовану поверхню автомобіля. Тверде забруднення шкрябає поверхню, а розчинені речовини, що надають воді жорсткість, залишають плями, що важко змивають-

ся. Для мийки шасі потрібна менш якісна вода, тому стає можливим повернення мийної води і багаторазове використання.

Забруднення ґрунтів та підземних вод на територіях АЗС і інших об'єктів нафтозабезпечення обумовлено втратами нафтопродуктів, мастильних матеріалів. Причинами втрат нафтопродуктів можуть бути різні дефекти і розгерметизація резервуарів, аварійні розливи, втрати при наповненні і спорожненні резервуарів і інших ємностей, несправності технологічного обладнання. Отже, очистка стічних вод від АЗС вкрай необхідна.

Першоступеневе значення при очистці стічної води АЗС є: грязьовловлювання (відстій), масловловлювання, фільтрація і хімічне очищення. Найбільша кількість відпрацьованої води виникає на території комплексу в процесі мийки автомобілів. За даними літератури і за результатами дослідів проведених інститутом „УВАТЕРВ” (Будапешт), відпрацьована вода після мийки машин має характеристики (таблиця 1).

Таблиця 1

Характеристика відпрацьованої води

Найменування	Мийка	
	шасі	кузова
Сухі речовини	Не більше 1500 – не менше 500	600–200
Осади, мг/л	15–5	5–2
Масло, масляні вихідні (ефірний екстракт), мг/л	400–100	400–50
Концентрація водневих іонів	7,8–6,5	9,0–6,5

Встановлені граничні величини забруднюючих речовин: якщо воду спускають в міську каналізацію, концентрація масел, жирів не повинна перевищувати 60 мг/дм³, в разі скиду у природні водойми – 10 мг/дм³.

Для досягнення нормативних показників якості очистки стічних вод основними технологічними рішеннями є акумулювання або регулювання поверхневого стоку, відстоювання, напірна або безнапірна фільтрація і сорбція.

По типу акумулювання напірних фільтрацій працюють очисні споруди фірм: „Мосводоканал НДІпроект», „БКОС-95», „Волна» і „Ей-Джи-Сток».

По типу регулювання і безнапірної фільтрації працюють очисні споруди фірм: „Уоттос», „Дювідаг», „Ручей». Фірма „Кубос» пропонує схему, що містить в собі фізико-хімічні методи очищення, наприклад електрофлотацію, а НДІ прикладної екології і кафедра водовідведення Московського державного університету – схему озонування і УФ – випромінювання. Курським інститутом екологічної безпеки розроблені і серійно випускаються уніфікований ряд високо

ефективних, малогабаритних модульних установок напірної флотації з 2-х та 3-х ступеневою очисткою стічних вод потужністю до 20 м³/добу у сполученні з напірними фільтрами і адсорберами. Ефективність очистки по зваженим речовинам складає 90–95 %, нафтопродуктам до 98–99 % [1–3].

Для очищення стічних вод АЗС ВАТ "Укрнафта" вивчена можливість установки „Кристал» (Рис. 1), де для видалення нафтопродуктів з води застосовують блоки фільтрів, заповнених відходами виробництва нетканих полімерних матеріалів [1].

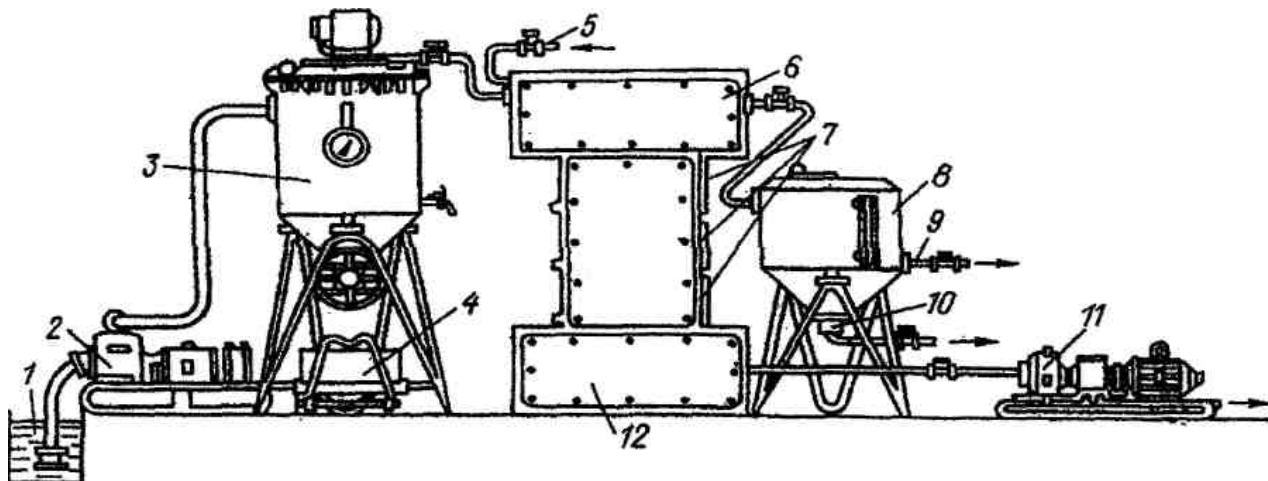


Рис. 1. Установа „Кристал” для очистки стічних вод автогосподарств:

1 – резервуар для стічних вод; 2 – насос; 3 – віброфільтр; 4 – збірник осаду; 5 – трубопровід стиснутого повітря; 6 – коалісцуючий фільтр; 7 – блок фільтру доочистки матеріалів; 8 – збірник нафтопродуктів; 9 – труба подачі нафтових відходів на спалення; 10 – патрубок для зливу води; 11 – насос подачі води на повторне використання; 12 – резервуар очищеної води

Установку „Кристал» можна використовувати для сумісного очищення поверхневих і виробничих стоків. При цьому виникає підживлення водооборотної системи за рахунок очищення ливневих вод і повністю може виключатись використання водопровідної води. Такі установки працюють на АЗС Москви, річний економічний ефект – 10 тис. грн. у порівнянні з традиційними очисними спорудами в умовах одного комплексу.

Перспективним у процесі очищення стічних вод є застосування сорбційних та біологічних методів очищення в замкнутих системах водозабезпечення. Нами ведуться дослідження по визначенню умов очистки стічних вод від нафтопродуктів з використанням окремих сорбентів та біопрепарату «Еконадін». Результати попередніх досліджень для порівняльного аналізу ефективності очистки води наведені в таблиці 2.

Дослідження проведено в стаціонарних умовах на штучно приготуваній воді (об'єм 1 дм³ з вмістом нафтопродукту 40 мг/дм³). В якості сорбентів були визначені : коксик ПАТ « ДКХЗ» фракцією до 0,1 см (коковий дріб'язок), активоване вугілля АР – В, пінопласт, поролон та біопрепарат

«Еконадін» в кількості по 6 г на кожен пробу води. Термін контакту сорбентів та біопрепарату (з періодичним перемішуванням води) склав 40–150 хвилин. Одержані результати наведені в таблиці 2.

Таблиця 2

Порівняльний аналіз ефективності очистки води від нафтопродуктів сорбентами

Об'єм води на дослідження, дм ³	Вихідна концентрація нафтопродукту, мг/дм ³	Термін сорбції, хв.	Маса сорбенту, г	Назва сорбенту	Ефективність очищення води від нафтопродукту, %
0,1	40	40	6	Коксик	75,5
		40		АР – В	84
		40		Пінопласт	23
		150		Пінопласт	49
		40		Поролон	15
		150		Поролон	57
		40	2	Еконадін	48
		150	2	Еконадін	90

Як видно з наведених даних, всі досліджені сорбенти чистять нафтомістку стічну воду повільно. Виходячи з цього, можна сказати, що коксовий дріб'язок з фракцією до 0,1см ефективніше у порівнянні з вугіллям АР-В, тому що сумарний об'єм пор у них майже однаковий (0,8-0,7см³/г), поглинальна спроможність близька, але кокс більш дешевий сорбент, ніж вугілля АР-В, хоча не настільки ефективний. Активоване вугілля марки АР-В очищає стічну воду від нафтопродуктів краще, але його ціна дуже висока. „Коксик” ВАТ „ДМКД” з фракцією 0,5-5см менш ефективний сорбент, ніж запропонований коксовий дріб'язок ПАТ „ДКХЗ”, сумарний об'єм пор якого більший в 2,5 рази (0,33см³/г і 0,82см³/г відповідно).

В лабораторних умовах нами виявлена здатність мікроорганізмів роду *Pseudomonas fluorescens* до окислення різних видів нафтопродуктів (дизельне паливо, газовий конденсат, турбінне масло, відпрацьоване моторне масло, бензин А-76, та масло із трубозаготовочного стану ПАТ „ДМКД”). Як правило, ці методи застосовуються для видалення тонкодисперсних і розчинених органічних речовин в стічних водах за допомогою властивості мікроорганізмів використовувати для харчування спирти, білки, вуглеводні. Тому для АЗС може бути запропоновано для очистки забруднених стічних вод використовувати біологічну очистку бактеріальним препаратом „Еконадін” у відстійниках, наприклад пластинчатого типу (в т.ч. в ставках) для поверхневої очистки від масляних плям, в адсорберах з невеликим навантаженням та видалення пролитих масел з поверхні ґрунтів.

В результаті виконаних досліджень можуть бути рекомендовані заходи, при впровадженні яких АЗС не буде створювати відчутного впливу на стан навколишнього середовища:

- забезпечувати належне асфальтобетонне покриття під'їзних доріг;
- встановлювати глиняні піддони під резервуарами зберігання палива;
- забезпечувати заглиблення резервуарів на 1,4 м від поверхні землі;
- встановлювати на дихальні трубки резервуарів надійні клапани;
- забезпечувати прийом палива з бензовозів в резервуари через пневмічні зливні пристрої;
- забезпечувати комплекс надійними системами збору стічних, пневмічних вод та ефективну роботу водоочисних споруд,
- встановлювати навісу над паливороздатними колонками;
- підтримувати на необхідному рівні згідно санітарних вимог озеленення території автозаправних станцій.

Для постійного контролю рівня та забруднення підземних вод на площі АЗС повинно бути передбачено встановлення наглядової труби.

Висновки. В роботі проаналізовано технологічну схему виробництва; виявлено основні проблеми автозаправних станцій; дана оцінка впливу АЗС і наведено шляхи зменшення порушень на навколишнє середовище.

Досліджена очистка стічних вод, що містять у своєму складі нафтопродукти, методами сорбції з використанням деяких сорбентів, та біологічна очистка з використанням біопрепарата «Еконадін». Ефективність кожного з цих варіантів зображено у порівняльній таблиці. Найбільш доцільним в практиці очистки стічних вод автозаправних станцій є застосування сорбентів, або установок типу „Кристал”, що можуть забезпечувати очистку нафтовмісних стічних вод у повному об'ємі. Із досліджених сорбентів по попереднім даним ефективніше використовувати коксовий дріб'язок коксохімзаводів з фракцією до 0,1 см.

Виявлена здатність мікроорганізмів роду *Pseudomonas fluorescens* до окислення різних видів нафтопродуктів (дизельне паливо, газовий конденсат, турбінне масло, відпрацьоване моторне масло, бензин А-76). Тому можна запропонувати застосування біологічної очистки бактеріальним препаратом „Еконадін” у відстійниках, наприклад пластинчатого типу, та в ставках для поверхневої очистки, а також у адсорберах з невеликим навантаженням.

Список літератури

1. Стахов Е.А. Очистка нефтесодержащих сточных вод. – Л.: Недра, 1983. – 262с.
2. Голубев И.Р., Новиков Ю.В. Окружающая среда и транспорт. – М.: Транспорт, 1987. – 207 с.
3. Яковлев С.В. Очистка промышленных сточных вод. – М.: Стройиндустрия, 1985. – 350 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 03.04.2013 р.*

ДОСЛІДЖЕННЯ ДИНАМІКИ ПРОЦЕСУ БІОХІМІЧНОГО ОЧИЩЕННЯ СТІЧНИХ ВОД НА МЕТАЛУРГІЙНОМУ КОМБІНАТІ ПАТ «ДМКД» (м. ДНІПРОДЗЕРЖИНСЬК)

Приведен анализ работы биологических сооружений на металлургическом комбинате в г. Днепродзержинске. Предложен способ повышения эффективности процесса очистки сточных вод.

Наведено аналіз роботи біологічних споруд на металургійному комбінаті у м. Дніпродзержинську. Запропоновано спосіб підвищення ефективності процесу очистки стічних вод.

Results of analysis of the work of biological buildings on metallurgic combine in Dneprodzerzhinsk are considered. The methods of the rise of effectivity of the processes of the cleaning of waste water are proposed.

Вступ. Згідно з «Переліком пріоритетних тематичних напрямків наукових досліджень і розробок на період до 2015 року» у розділі «Раціональне природокористування» виділено дослідження технологій раціонального водокористування, підвищення ефективності очищення стічних вод та запобігання забрудненню водних об'єктів.

ПАТ «ДМКД» є одним із найбільших споживачів води в місті Дніпродзержинську. На виробництво 1 тони сталюного прокату витрачається 180-200 м³ води. Частина використаних вод після очистки повертається у р.Дніпро. На ПАТ «ДМКД» існує 3 випуски стічних вод у річку Дніпро: - випуск ТЕЦ (умовно чиста вода); - випуск із біоставка – *недостатньо очищені* води – скид у річку Дніпро; - дренажні води – скид води в зливовий колектор міста в районі вулиці Колеусівської [1]. Біологічне очищення стічних вод засноване на тому, що дрібнодисперсна суспензія, колоїдні і розчинені речовини руйнуються в процесі життєдіяльності аеробних мікроорганізмів Тому дослідження і виявлення факторів, що сприяють процесам біологічної очистки стічних вод, є важливим і актуальним.

Мета роботи. Основними забруднювачами стічних вод чорної металургії є: завислі речовини, нафтопродукти, синтетичні кислоти, сполуки заліза, солі важких металів, хлориди, роданіди, сполуки сірки, солі хрому, цинку та нікелю [2]. Тому в першу чергу необхідно приділити увагу ступеню очистки від вказаних забруднювачів, які до того ж виявляють токсичний ефект і негативно впливають на екологічний стан водойм.

Методи дослідження. Дослідження фізико-хімічних показників якості води в процесі і після біохімічної очистки (БХО) проведено у квітні 2013р. сумісно з співробітниками Центральної хімічної лабораторії комбінату ПАТ «ДМКД» за прийнятими методиками. Проби води були відібрані у трьох місцях по ходу очистки стічних вод: на вході у ставок-освітлювач, на вході у біологічний ставок та на випуску води у річку Дніпро. Також були проаналізовані дані гідробіологічного, альгологічного аналізу біоценозу мікроорганізмів у біологічному ставку [3] та дані хімічного аналізу за період із 01.2012 по 12.2012р.р.

Результати роботи. Проведено дослідження ефективності процесу біологічного очищення води у спорудах БХО на ПАТ «ДМКД» за період 2012 рік. Процес доочищення стічної води відбувається у процесі самоочищення водойми, в основі якого лежить здатність мікроорганізмів використовувати розчинені мінеральні і органічні речовини як елементи живлення. Ефективність видалення забруднюючих речовин визначається технологічними особливостями очисних споруд та умовами життєдіяльності мікроорганізмів. Відомо, що на процес біологічного очищення води в біоставку впливають такі чинники: пора року (очищення стічних вод у біоставку в зимових умовах менш ефективна, чим у літній період); - розміри і форма ставка (очищення виробничих стічних вод часто здійснюється в глибоких ставках із глибиною 1,2 – 4 метра); - температура (не менше 6° і не більше 36°С); - величина рН (6,5 – 8,5); - розвиток фітопланктону, який насичує киснем товщу води ставка і є одним із найважливіших чинників, що беруть участь у самоочищенні води у ставках; - вміст вільного кисню.

У роботі проведено аналіз ступеню очистки стічних вод після БХО протягом 2012 року. У таблиці 1 наведено показники якості вод, що надходять на біологічні споруди після попередньої очистки у цехових первинних відстійниках.

За багатьма показниками вхідна вода не відповідає нормам для води, що піддається біологічній очистці. Тому у верхній частині ставка, що характеризується важкими екологічними умовами, процеси самоочищення стічних вод невисокі. У нижній частині біоставка відсоток утилізації забруднюючих речовин мікроорганізмами наближається до 75-80%. На скиді вода за хімічними показниками якості за окремими показниками не відповідає вимогам скиду у р.Дніпро.

Середні значення за рік показників вмісту забруднюючих речовин у порівнянні із нормативами ГДС в основному не перевищують встановленого нормативу, окрім заліза загального, яке перевищує норматив більше як на 10%-20%; цинку (II), який складає 10ГДС і хрому (VI) – 8ГДС.

Для візуалізації динаміки вмісту забруднювачів у стічних водах після очистки у біологічному ставку ПАТ «ДМКД» побудовано графіки, які представлені нижче.

Необхідною умовою ефективною очистки води у біологічному ставку є наявність вільного розчиненого кисню у концентрації 4-10 мг/л. Середній вміст щомісяця був у межах норми. Аналіз значень БСК₅ у стічних водах вказує на значне підвищення у березні - червні та листопаді 2012 р.

За рівнем ХПК стічні води не відповідають нормативам скиду у квітні, липні і три місяці восени. Перевищення ГДС відмічається на рівні 2%.

Вміст завислих речовин у стічних водах після очистки був найвищим у липні і серпні 2012 р.

За показниками вмісту сухого залишку, хлоридів, сульфатів, азоту амонійного, нітратів, ціанідів, роданідів, фенолів, АПАР, хрому (III) та алюмінію (III) у стічних водах біологічного ставка ПАТ «ДМКД» перевищення нормативу ГДС не було (наприклад, рис. 1, 2).

Якість очистки стічних вод у горизонтальних відстійників по цехам

Найменування цеху	№ відстійників	Потужність відстійника, м ³ /год		Проектний вміст завислих речовин на скиді, мг/л	Вміст завислих речовин, факт., мг/л		Ефективність очистки, %	Нафтопродукти, мг/л	Встановлені значення по нафтопродуктам, мг/л
		проект.	фактич.		до відстоювання	після відстоювання			
1.Новопрокатний трубозаготовчий стан	блюмінг "1150"	950	980	115,0	463,6	65,2	85,9	2,8	2,5
	відстійник №1	980	980	130,0	429,5	70,3	83,6	4,0	2,5
	відстійник №2	1200	1150	130,0	382,3	70,3	81,6	4,0	2,5
	відстійник №3	1200	1150	130,0	351,0	70,3	80,0	4,0	2,5
	універс.стан	590	570	130,0	-	-	-	-	1,5
2. Вісепрокатний	стан "250"	170	160	80,0	380,3	60,9	83,9	2,1	1,6
	стан "120"	250	240	75,0	-	-	-	-	1,9
	КПС	250	240	70,0	336,0	73,5	78,1	2,6	1,9
3. Рейкобалковий	відстійник №1	500	570	140,0	454,0	67,6	85,1	3,8	2,2
	відстійник №3	500	490	120,0	512,4	67,6	86,8	3,3	2,4
4. Залізопрокатний	стан "500"	600	400	140,0	-	72,3	-	1,5	1,5
5. Сортопрокатний	стан "350"	1850	1930	145,0	423,1	66,1	84,4	3,8	2,5
6. ЖДЦ – 1	гідрозмив вагонів МПС	500	5	4000,0	-	4088,7	-	3,8	3,0

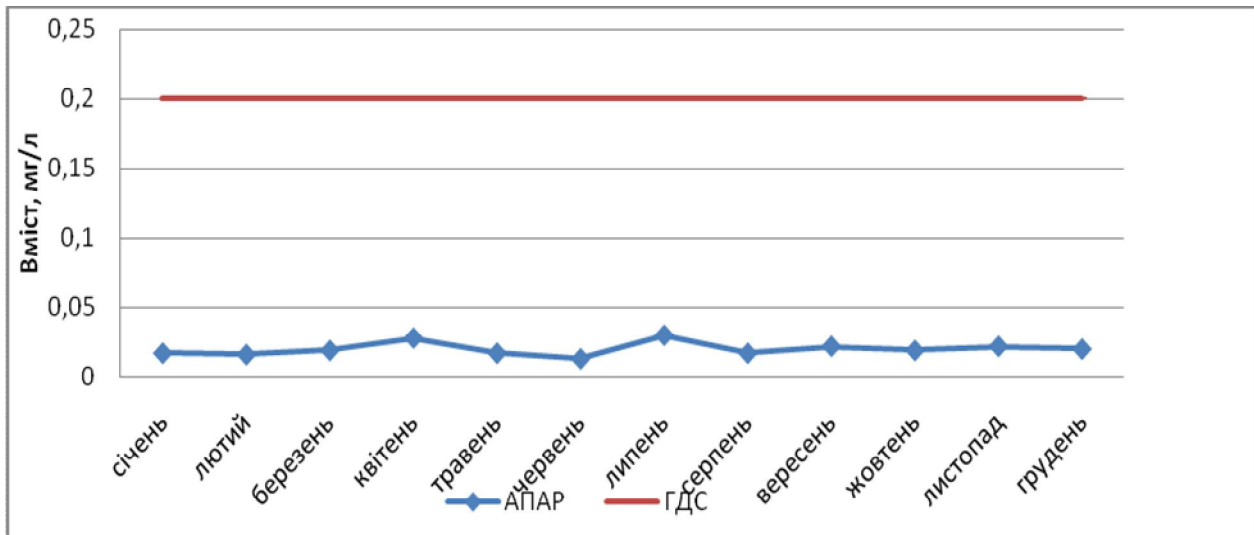


Рис. 1. Динаміка вмісту АПАР у стічних водах біологічного ставка ПАТ «ДМКД»

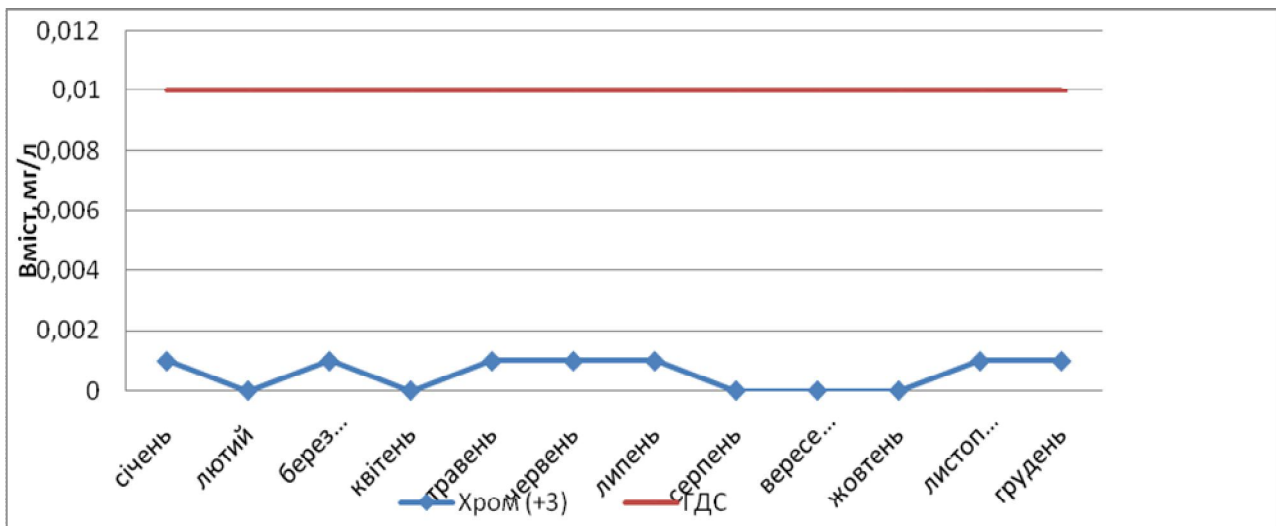


Рис. 2. Динаміка вмісту хрому (III) у стічних водах біологічного ставка ПАТ «ДМКД»

За вмістом нітритів у стічних водах на виході із біологічного ставка протягом шести місяців нормативи ГДС не дотримувалися і в останні п'ять місяців були на межі ГДС. Вміст фосфатів після очистки БХО незначно перевищував ГДС у січні і вересні 2012 р. (рис. 3, 4). Азот і фосфор є найважливішими біогенними елементами для мікроорганізмів, вони можуть прискорити процес евтрофікації природних водойм. Надходження надлишкових кількостей азоту і фосфору є вкрай небезпечним, необхідно добиватися зниження залишкових концентрацій цих елементів із застосуванням фізико-хімічних способів очистки для вод, що надходять на комплекс споруд біологічного очищення ДМКД.

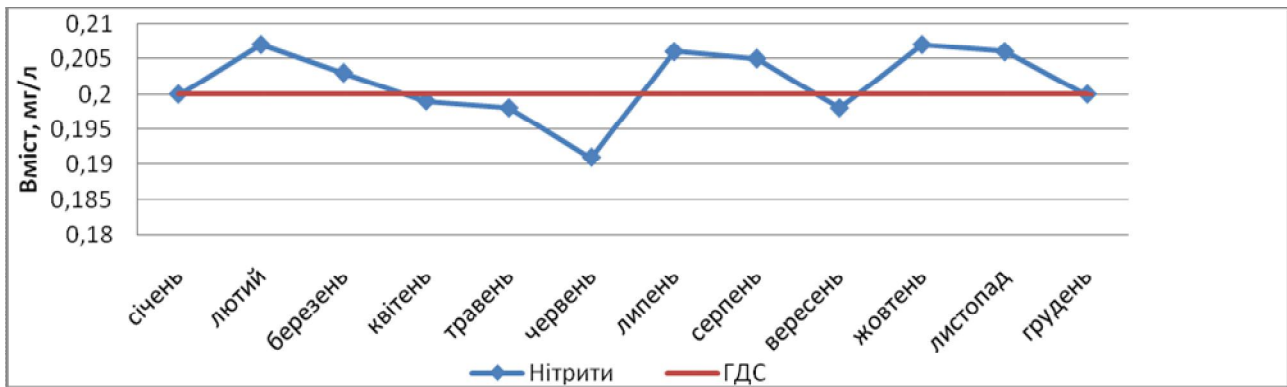


Рис. 3. Динаміка вмісту нітритів у стічних водах біологічного ставка ПАТ «ДМКД»

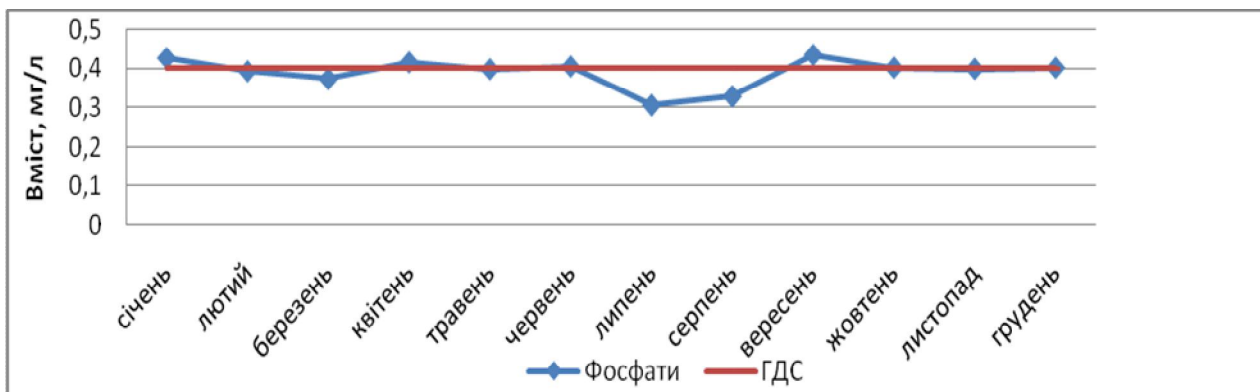


Рис. 4. Динаміка вмісту фосфатів у стічних водах біологічного ставка ПАТ «ДМКД»

Найбільш проблемним питанням є звільнення стічних вод від заліза загального. Як видно (рис. 5), біологічний ставок не справляється з навантаженням і у стічних водах на скиді нормативи ГДС не дотримуються протягом усього 2012 р. Вміст заліза загального очищених водах перевищує ГДС у кожному сезоні. Це пов'язано із специфікою виробництва і є дуже небезпечним явищем, тому що це призводить до погіршення умов життя гідробіонтів, оскільки залізо має токсикологічні властивості.

Цинк та хром є токсичними елементами і дуже небезпечні для біоти. Вміст Zn(II) перевищував ГДС у всі сезони 2012 року. Вміст хрому (VI) дорівнював ГДС навесні та влітку, але перевищував його восени та в зимовий період (рис. 6, 7).

Вміст нафтопродуктів підвищений навесні і влітку. Нафтопродукти, які потрапляють у водойму, набувають різноманітних змін - близько 40% нафти поступово осідає на дно водойми у донні відкладення та стільки ж залишається у воді в якості емульсії. Нафтова плівка товщиною 0,5 мм на поверхні водойми перешкоджає аерації води, що погіршує умови фотосинтезу водоростей. Самоочищення водойми від нафтопродуктів проходить дуже повільно.

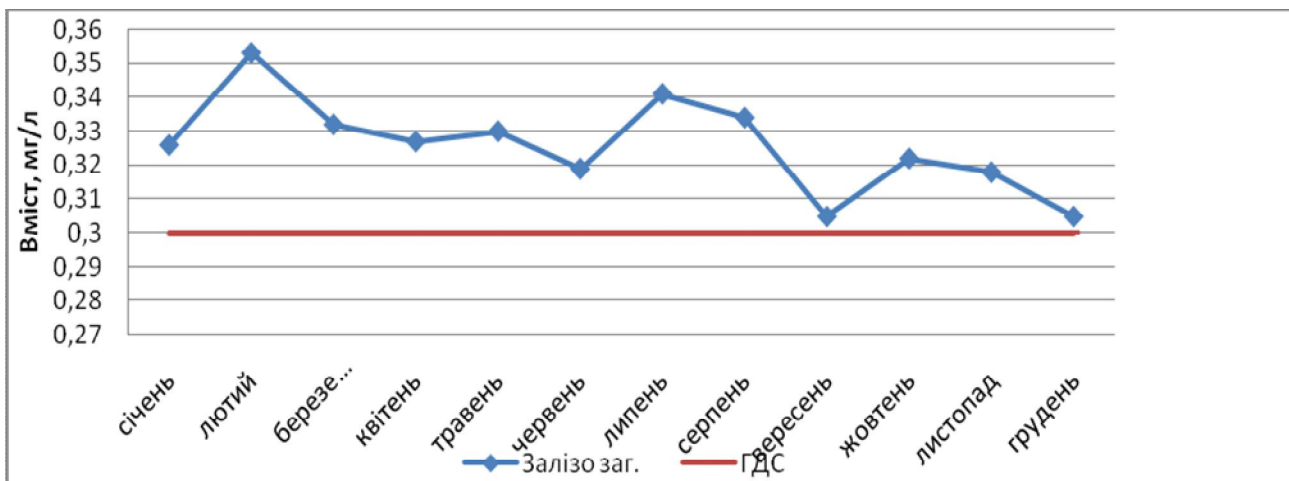


Рис. 5. Динаміка вмісту заліза загального у біологічному ставку ПАТ «ДМКД»

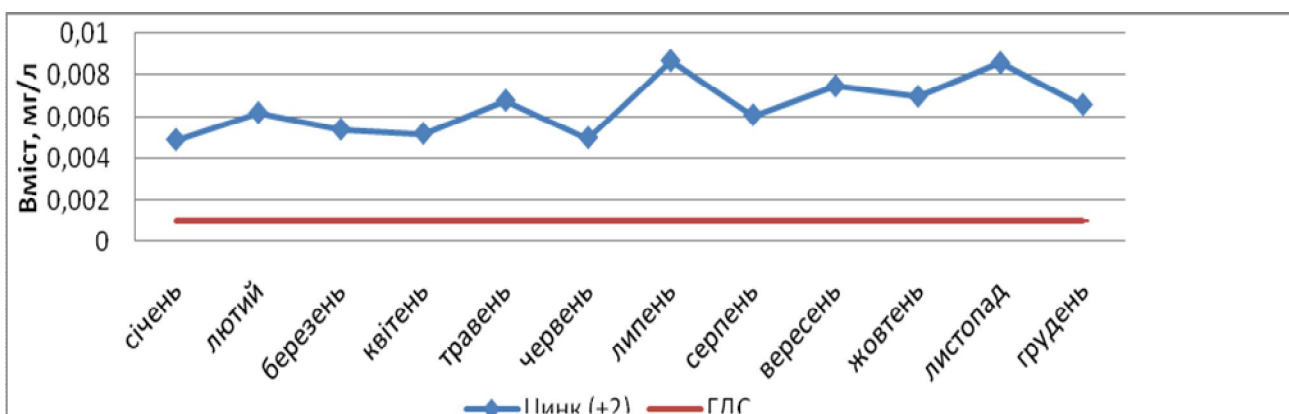


Рис. 6. Динаміка вмісту цинку (II) у стічних водах біологічного ставку ПАТ «ДМКД»

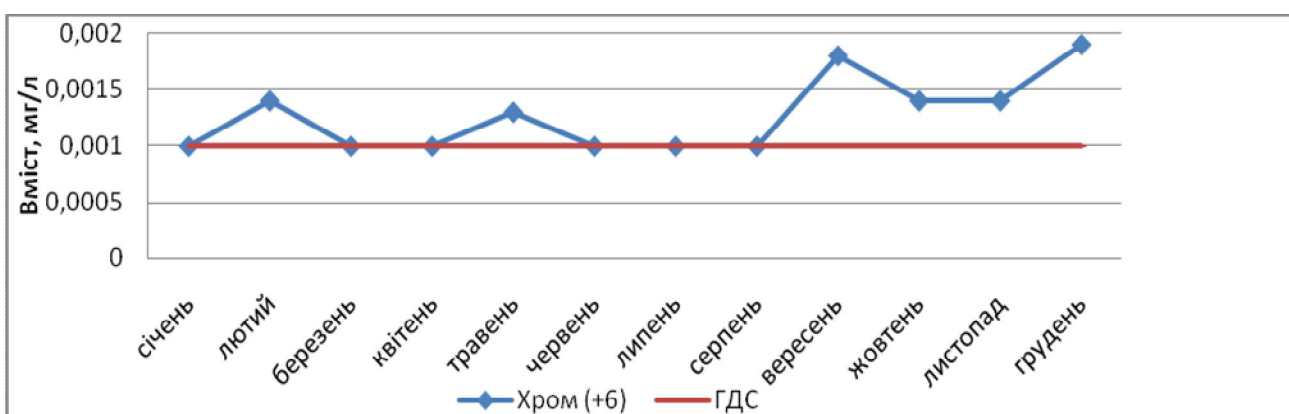


Рис. 7. Динаміка вмісту хрому (+VI) у стічних водах біологічного ставку ПАТ «ДМКД»

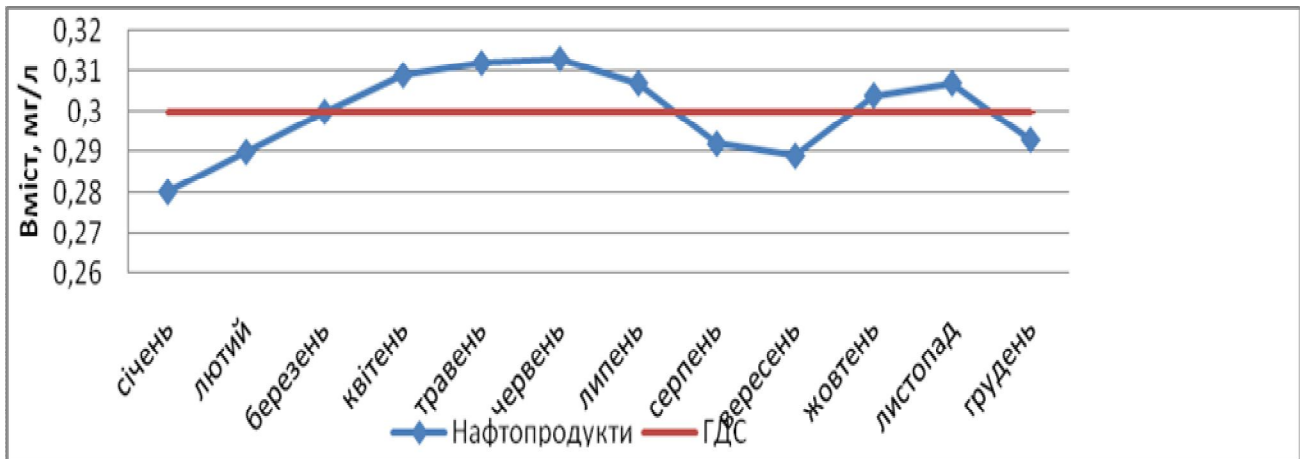


Рис. 8. Динаміка вмісту нафтопродуктів у стічних водах біологічного ставка ПАТ «ДМКД»

Температурний режим у біологічному ставку протягом 2012 р. Найбільш оптимальною є температура від 6 до 36 °С. Лише у липні вода підігрівається вище 31 °С, що ускладнило роботу біоставка.

Активна реакція води після біологічної очистки на скидах ПАТ «ДМКД» має слабо лужну реакцію (рН від 8,28 до 8,38) протягом усього 2012 р.

Висновки. Очищуюча здатність біологічного ставка від забруднюючих речовин визначається здатністю цих речовин утилізуватися мікроорганізмами в якості джерела енергії і біогенних елементів. Багатьом мікроорганізмам властиво накопичувати метали, що утримуються в середовищі, що призводить до більш-менш повного видалення їх із середовища і концентрування в клітинах. Ті ж речовини, які складно окислюються мікроорганізмами або не окислюються зовсім, повинні бути видалені із стічних вод механічними або оптимальними фізико-хімічними способами, так як скидати подібні забруднення в біоставки і, тим більше, в природні водойми не припустимо.

Список літератури

1. Литвинов С.Л. Технично-економические показатели и экономическая эффективность очистки сточной воды в биопруде ОАО «ДМК». – Днепродзержинск.: Научная мысль, 1999. – 150с.
2. Запольський А.К. Фізико-хімічні основи технології очищення стічних вод. –К.: Лібра, 2000. – 552с.
3. Аннотированный отчет «Исследование санитарно-гидробиологического режима буферного пруда ОАО «ДМК» с целью оптимизации технологического процесса доочистки сточных вод». / М.В. Кавацук, Ю.А. Коган. – Днепродзержинск: Научная мысль, 1999. – 160с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 20.05.2013*

ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ РАДІАЦІЙНОГО СТАНУ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА В РАЙОНІ РОЗТАШУВАННЯ ЗАВОДУ ПО ВИРОБНИЦТВУ ЯДЕРНОГО ПАЛИВА

Наведені результати визначення рівнів радіаційного стану об'єктів навколишнього середовища до початку будівництва Заводу виготовлення ядерного палива. Ці рівні будуть основою для оцінки в майбутньому, під час експлуатації Заводу, його впливу на навколишнє середовище та населення.

Приведены результаты определения уровней радиационного состояния объектов окружающей среды до начала строительства Завода по производству ядерного топлива. Эти уровни будут основой для оценки в будущем, при эксплуатации Завода, его влияния на окружающую среду и население.

The results determine the levels of radiation state of the environment before the construction of a plant for the production of nuclear fuel. These levels will be the basis for the estimates in the future, with operation of the plant, its impact on the environment and people.

Вступ. У жовтні 2010 року була підписана угода про будівництво на території України Заводу по виробництву ядерного палива.

Комісія з вибору майданчика для розміщення підприємства з виробництва ядерного палива для реакторів типу ВВЕР-1000 на підсумковому засіданні 18 серпня 2011 р. рекомендувала розмістити об'єкт в районі смт. Смоліне. Таке рішення прийнято за підсумками вивчення трьох можливих майданчиків: в районі м. Жовті Води (Дніпропетровська обл.), м. Славутич (Київська обл.) та смт. Смоліне (Кіровоградська обл.).

Смоліне — селище міського типу в Україні, в Маловисківському районі Кіровоградської області. Розташоване на річці Кільтінь.

Найбільше підприємство, що розташоване поблизу селища і є основним центром зайнятості населення, Смолінська шахта, котра є складовою державного підприємства «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» (СхідГЗК). Селище назване на честь Миколи Смоліна, який відкрив тут в 1968 році потужне родовище урану. У селищі знаходиться уранова шахта.

Будівництво заводу з виробництва ядерного палива (АТ «Завод ядерного палива») на землях Смолінської шахти ДП «СхідГЗК» в смт. Смоліне Маловисківського району Кіровоградської області розпочалось 4 жовтня 2012 року. Перша черга будівництва має бути здана до 2014 року. У 2015 році буде введений в експлуатацію завод потужністю 400 тонн урану на рік. Повний розвиток заводу прогнозується починаючи з 2017 року по закінченні третьої черги будівництва. За попередніми оцінками, загальна вартість будівництва оцінюється у більш, ніж шість мільярдів гривень.

Мета роботи. Метою роботи є оцінка радіоекологічного стану навколишнього середовища в районі будівництва Заводу по виробництву ядерного палива.

Основний зміст роботи. У відповідності до вимог санітарного законодавства з радіаційної безпеки[1–2] у районі розташування Заводу по виробництву

тву ядерного палива повинні бути проведенні дослідження радіаційного стану навколишнього середовища.

Згідно з програмою робіт, у визначених точках, було відібрано проби рослинності, шару 0–5 см ґрунтів, поверхневих вод і мулу, проби атмосферного аерозолі. Відібрані також продукти харчування, які вирощені на прилеглій території. У відібраних пробах вимірювалася питома активність природних радіонуклідів (ПРН): ^{238}U , ^{234}U , ^{235}U , ^{226}Ra , ^{210}Pb , ^{210}Po , ^{230}Th , а також сумарна питома альфа - активність у воді та ґрунті.

Місця відбору проб представлені на рис.1. У табл.1 приведені координати міст відбору та проведення тих чи інших радіаційних вимірювань. У місцях відбору проб проводились виміри потужності гамма-випромінювання та ЕРОА ^{222}Rn і ЕРОА ^{220}Rn (торону) у атмосферному повітрі. Проби продуктів харчування (картопля, молоко, м'ясо) були придбані у місцевого населення селища Березівка. Проби ґрунтів відбирались методом «конверту» зі стороною 1 м. Відбирався шар ґрунту 0–5 см у кількості 1.5–2 кг.

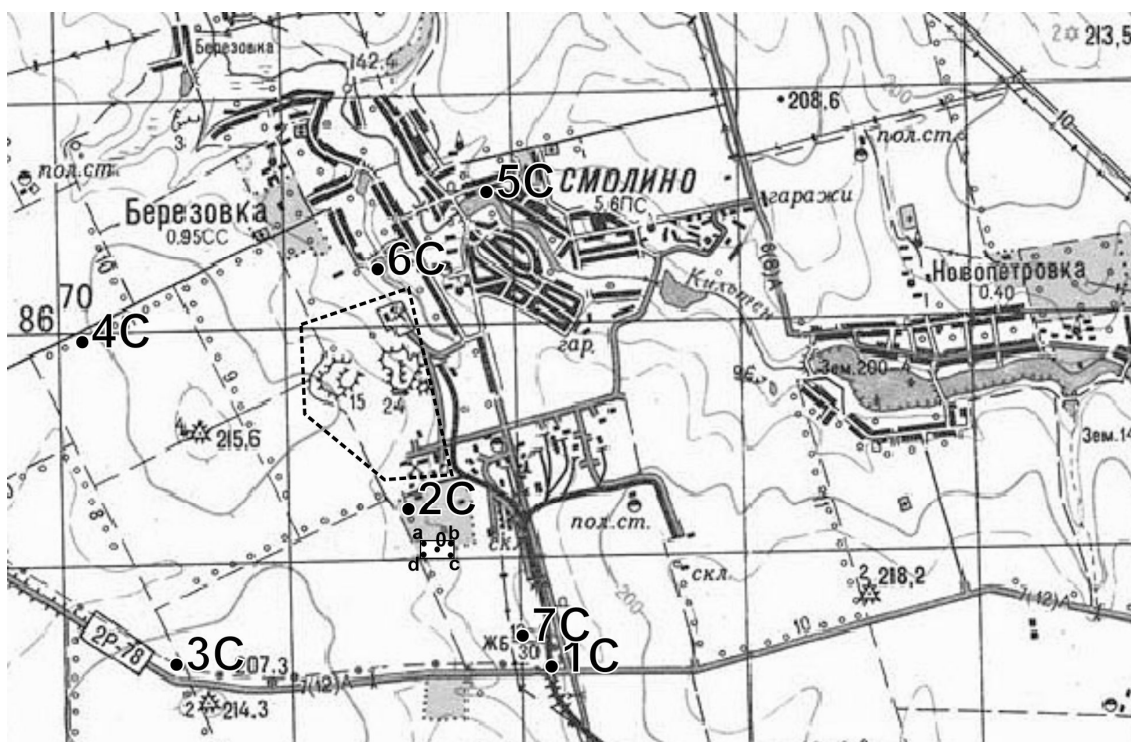


Рис. 1. Місця відбору проб та їх номер на топографічній основі.

- 2С –місце відбору проб повітря, ґрунту (1С-4С); води, ілу (5С-7С);
- - територія шахти;
- $\begin{matrix} a \\ | \\ b \\ | \\ c \end{matrix}$ – майданчик під будівництво заводу по виробництву ядерного палива.

Проби води у річці Кільтінь та струмку Курнікова відбирались у кількості 10 л. Проби води відбирались згідно з програмою робіт у поліетиленові каністри на середині річки (на водотоку). Після відбору проб вони підкислювалися концентрованою азотною кислотою у розрахунку 4 мл на 1 л води.

Таблиця 1

Координати (GWS 84) місць відбору проб та проведення
радіаційних досліджень

То чка	Код точки	Координати (GWS 84)		Вид та наявність проби				Вид досліджень		
		ПШ	СД	повітря	грунт	мул	вода	Потужність гамма- випроміню- вання	ЕРО А ²²² Rn	ЕРОА ²²⁰ Rn (торо- ну),
1	1С	48°34'3.20"	31°17'40.60"	+	+			+	+	+
2	2С	8°34'46.60"	31°16'37.70"	+	+			+	+	+
3	3С	48°34'3.30"	31°15'3.70"	+	+			+	+	+
4	4С	8°35'36.30"	31°14'22.60"	+	+			+	+	+
5	5С	8°36'12.80"	31°17'17.10"			+	+	+		
6	6С	8°35'55.80"	31°16'26.80"			+	+	+		
7	7С	48°34'5.60"	31°17'31.20"			+	+	+		
8	a	48°34'35.33"	31°16'45.21"					+	+	+
9	b	8°34'36.40"	31°16'48.80"					+	+	+
10	c	8°34'34.48"	31°16'50.88"					+	+	+
11	d	8°34'33.35"	31°16'46.87"					+	+	+

Таблиця 2

Результати вимірювання потужності гамма-випромінювання та
еквівалентної рівноважної об'ємної активності радону (²²²Rn) і торону (²²⁰Rn)

№	Код точки	Потужність гамма-випромінювання, мкЗв/год	ЕРОА ²²² Rn, Бк/м ³	ЕРОА ²²⁰ Rn (торону), Бк/м ³
1	1С	0,16	1,7	1,9
2	2С	0,18	4,8	0,5
3	3С	0,19	2,3	0,4
4	4С	0,16	2,3	0,5
5	a	0,09	2,0	0,3
6	b	0,10	3,2	1,1
7	c	0,12	2,3	0,5
8	d	0,12	0,3	1,0

Проби аерозолів у повітрі відбирались на фільтр за допомогою потужного пробовідбірника TFIA -2(США) продуктивністю 1,1 м³/хв. У кожній точці проводились вимірювання потужності гамма-випромінювання у повітрі на висоті 1 м від земної поверхні. Вимірювання еквівалентної рівноважної об'ємної активності (ЕРОА) ²²²Rn і ²²⁰Rn (торону) проводились радіометром РГА-09М. Вимірювання були проведені по модифікованому методу Маркова. У табл. 2 наведе-

но результати вимірювань ЕРОА ^{222}Rn і ЕРОА ^{220}Rn (торону) на обстеженій території. Величина потужності гамма-випромінювання в місцях відбору проб складає у середньому 0,09 – 0,19 мкЗв/год. Кілька підвищені значення ЕРОА ^{222}Rn (2,3–4,8 Бк/м³) спостерігаються в безпосередній близькості від Смолінської шахти і її відвалів. В табл. 3–7, відповідно, наведені результати лабораторних досліджень відібраних проб води, мула, повітря, ґрунтів, визначення ПРН у рослинності та продуктах харчування. Всі вимірювання проводились у лабораторії ТОВ «Центр радіоекологічного моніторингу».

Таблиця 3

Результати аналізів проб води з річки Кільтінь та струмка Курнікова

№	Код точки	Питома об'ємна активність ПРН в пробах води, Бк/дм ³								
		^{234}U	^{238}U	^{235}U	^{226}Ra	^{210}Po	^{210}Pb	$\Sigma\alpha$	$\Sigma\beta$	^{230}Th
1	5С	0,075	0,05	<0,005	0,002	<0,001	0,007	0,267	0,187	0,0011
2	6С	3,621	3,107	0,127	0,028	<0,001	0,017	5,86	1,484	0,0180
3	7С	0,103	0,069	<0,005	0,001	<0,001	0,002	0,219	0,259	0,0013

Таблиця 4

Активність ПРН у пробах повітря

№	Код точки	Питома об'ємна активність ПРН в пробах повітря, Бк/м ³							
		^{234}U	^{238}U	^{235}U	^{230}Th	^{226}Ra	^{210}Pb	^{210}Po	
1	1С	1,53E-4	1,25E-4	1,07E-5	7,92E-5	6,63E-5	1,08E-3	2,43E-4	
2	2С	1,91E-4	2,13E-4	1,21E-5	1,63E-4	7,67E-5	1,10E-3	2,57E-4	
3	3С	1,57E-4	1,78E-4	9,53E-6	6,25E-5	5,98E-5	1,06E-3	4,04E-4	
4	4С	1,48E-4	1,23E-4	1,06E-5	1,17E-4	7,39E-5	1,28E-3	3,61E-4	

Таблиця 5

Активності ПРН в пробах ґрунтів

№	Код точки	Питома активність ПРН в пробах ґрунтів, Бк/кг									
		^{238}U	^{234}U	^{235}U	^{230}Th	^{226}Ra	^{210}Pb	^{210}Po	^{40}K	^{232}Th	$\Sigma\alpha$
1	1С	32	30,2	1,45	21,8	36,6	42,2	41	516	41,6	606
2	2С	30,4	32,4	1,37	36,8	39,9	39	31,1	566	41,4	625
3	3С	30,9	28,6	1,42	32,6	34,8	34	30,2	555	40,5	610
4	4С	34,1	31,3	1,41	29,6	22,4	59,4	50,1	481	39,9	601

Таблиця 6

Активності ПРН у пробах мула

№	Код точки	Питома активність ПРН в пробах мула, Бк/кг									
		^{234}U	^{238}U	^{235}U	^{230}Th	^{226}Ra	^{210}Pb	^{210}Po	^{40}K	^{232}Th	$\Sigma\alpha$
1	5С	77	84	3,18	89,3	47,5	65	63	752	61,4	985
2	6С	272	211	8,65	49,3	127,5	188	154	419	32,8	1450
3	7С	31	35,1	1,58	23,2	26,3	35,6	30,2	620	65,1	652

Таблиця 7

Питома активність ПРН у пробах продуктів харчування

№	Місце відбору проби	Питома активність ПРН в пробах продуктів харчування та рослинності, Бк/кг							
		^{234}U	^{238}U	^{235}U	^{210}Po	^{210}Pb	^{226}Ra	^{230}Th	$\Sigma\alpha$
1	Проба картоплі, с.Березівка	0,162	0,179	0,008	0,172	0,207	0,821	<0,78	1,38
2	Проба м'яса, с.Березівка	0,486	0,494	0,023	1,75	2,17	0,153	<0,4	3,38
3	Проба молока, смт Смоліно	0,069	0,065	<0,005	0,032	0,022	0,094	<0,15	0,22
4	Проба рослинності	29,3	28,2	1,34	61	108	10,4	28,2	183

Таблиця 8

Вміст природних радіонуклідів у сільськогосподарській продукції

Продукти	Концентрація, Бк/кг			
	^{238}U	^{226}Ra	^{210}Pb	^{210}Po
Молоко	0,007 [4] 0,002-0,011 [8]	0,0011 [7] 0,011 [5] 0,03 [4]	0,017 - 0,026 [8] 0,005 - 0,06 [3]	0,06 [8]
М'ясо (свинина)	0,252 ±0,06 [4]	0,059 [4] 0,03 - 0,056 [7]	0,05 [9] 0,37 [6]	0,05±0,03 [6]
М'ясо (яловичина)	0,29 [8]	0,011 [8] 0,03 [7]	0,04-0,4 [4] 0,098 [8]	0,129 ±0,02 [6] 0,19 [13]
Картопля	0,02[4]	0,03 [5] 0,037 [4]	0,104 [9] 0,25 ±0,054 [6]	0,085±0,037 [6]
Пшениця	0,08 - 0,59 [8]	0,448 [5] 0,085 [7]	0,19 [6] 0,055-0,68 [8]	0,096±0,029[6]
Капуста	0,05 [9]	0,063 [5]	0,12 ± 0,007 [6] 0,089 [4]	0,041±0,003[6]
Буряк	0,05 [9]	0,38 [5]	0,137±0,05 [6]	0,05±0,01 [6]
Рослинність	0,126-1,7 [5]	1,1-59 [5] 0,3-20 [9]	8-64 [6]	1,9-34,7 [6]

Для порівняння в табл. 8 наведені літературні данні по вмісту природних радіонуклідів у сільськогосподарській продукції та продуктах харчування. Отримані при дослідженні рівні відрізняються від приведених в табл. 8, що пояснюється впливом розташованої поруч шахти. Особливо це відноситься до активності ^{210}Pb та ^{210}Po .

Висновки. В результаті проведених вишукувань визначені параметри радіаційного стану навколишнього середовища в районі розташування Заводу по виробництву ядерного палива. Числові значення декількох з цих параметрів перевищують фонові рівні.

Отримані дані по вмісту природних радіонуклідів в навколишньому середовищі (грунті, мулах, воді, повітрі, продуктах харчування, рослинності) складуть основу радіоекологічного моніторингу в районі підприємства при його функціонуванні та будуть в майбутньому основою для проведення дозиметричних оцінок впливу на населення та персонал Заводу.

Список літератури

1. Основні санітарні правила забезпечення радіаційної безпеки України; Державні санітарні правила 6.177-2005-09-02. Видання офіційне; Київ-2005
2. Норми радіаційної безпеки України (НРБУ-97); Державні гігієнічні нормативи – Київ. Відділ поліграфії Українського центру Держсанепіднагляду Міністерства охорони здоров'я України, 1998
3. United Nations, Sources and Effects of Ionizing Radiation (Report to the General Assembly), Scientific Committee on the Effects of Atomic Radiation (UNSCEAR), UN, New York (1993).
4. Тяжелые естественные радионуклиды в биосфере: Миграция и биологическое действие на популяции и биогеоценозы / Р.М. Алексахин, Н.П. Архипов, Р.М. Бархударов и др. - М.: Наука, 1990 - 368с.
5. IAEA The Environmental Behaviour of Radium Technical Reports Series №310 (1990).
6. Ермолаева - Маковская А.П., Литвер Б.Я. Свинец-210 и полоний-210 в биосфере, М.: Атомиздат, 1978, 130с.
7. Моисеев А.А., Иванов В.И. Справочник по дозиметрии и радиационной безопасности. М.: Энергоатомиздат, 1984.
8. A. Molchanov, Y. Soroka, N. Isayeva, E. Mortberg. The state of environmental on former site of in-situ leaching uranium. // Proc. of Fifth International Conf. "Radioactive waste management and Environmental Remediation" ICEM' 95, September 3-7, 1995, Berlin, Germany.- USA, New York: ASME, v.2, p.p.1507-1010.
9. Wichterey K., Wirth E., Allgemeine Werte der natürlichen spezifischen Aktivität von Radionukliden in Lebensmitteln. Tischvorlage zur 146-Sitzung des Ausschussws Radioökologie der SSK, 27.11.1998.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовским О.В.
Надійшла до редакції 15.05.2013*

УДК 622.271:504.05

© Ю.М. Котенко, О.В. Зберовський

ДОСЛІДЖЕННЯ ХІМІКО-МІНЕРАЛОГІЧНИХ ТА ФІЗИКО-МЕХАНІЧНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ГЛИН РОЗКРИВНИХ ПОРІД ВІЛЬНОГІРСЬКОГО ГМК

В роботі досліджені хіміко-мінералогічні та фізико-механічні властивості глин, які входять до складу розкривних порід Вільногірського гірничо-металургійного комбінату, з метою їх використання для вирішення екологічних проблем.

В работе исследованы химико-минералогические и физико-механические свойства глин, которые входят в состав вскрышных пород Вольногорского горно-металургического комбината с целью их использования для решения экологических проблем.

This paper investigated the chemical and mineralogical and physico-mechanical properties of clays, which are part of the overburden Vilnohirsk State Mining and Metallurgical Plant, with a view to their possible use to solution environmental problems, in particular, as a sorbent.

Вступ. Глина – цікавий матеріал як за походженням, так і за властивостями. Внаслідок надзвичайно широкого розповсюдження на земній глини на протязі усієї історії людства постійно були в центрі уваги [1]. Глина набула широкого застосування у керамічній та гончарній справі, у виробництві різноманітних будівельних матеріалів, у ливарному виробництві як зв'язувальний компонент формувальних сумішей, для виготовлення ливарних форм, паперу, фарб, гуми, миючих засобів, цементу, алюмінію. Для медицини глина використовується в якості адсорбенту токсинів та у косметичних добавках. На сьогоднішній час широко обговорюються та досліджуються шляхи використання глин для вирішення екологічних проблем. В Україні найцінніші в господарському відношенні глини є в межах Українського щита (Вінницька, Дніпропетровська, Запорізька, Черкаська, Кіровоградська та Хмельницька область) та у Північно-Західному Донбасі [2]. Значний інтерес представляють такі властивості глинистих порід, як висока адсорбційна здатність, яка дозволяє проводити ефективну очистку різних речовин. Глинисті породи також являються природними мінеральними бар'єрами проти розповсюдження забруднення [1]. Наприклад, встановлені сорбційні властивості зеленої каолініто-гідрослюдистої глини зі складу розкривних порід Нікопольського марганцеворудного родовища у відношенні до окремих важких металів з продуктів спалювання твердих побудових відходів [3]. Глини використовують для очистки води від радіоактивного стронцію шляхом отримання сорбенту через випалювання та подальшу обробку розчинами заліза і солями ортофосфатної кислоти. Очистку атмосферного повітря від оксидів азоту, сірки, формальдегіду виконують шляхом отримання сорбенту за рахунок опушування висушеної глини піролюзитом з подальшим прокалюванням. Для дезактивації важких металів у ґрунті застосовують сорбент-меліорант, отриманий з глини, глауконітового піску та відвальної породи вугільних шахт. У якості сорбентів і відбілювачів глинисті породи (головним чином природні й активовані бентонітові глини) застосовуються для очищення та освітлення нафтопродуктів (бензину, гасу, мастильних масел), рослинних олій і тваринних жирів. Деякі види освітлюючих глин використовуються для очищення оцту, вина, фруктових соків тощо. Оцінка їхньої придатності проводиться за величиною сорбційної активності й індексу активності.

Матеріал для глинистих сорбентів видобувають в Черкаській (Дашуківське родовище), Закарпатській (Горбське родовище), Хмельницькій (Пижевське і Жабинське родовища) областях [2]. В той же час, є чимало родовищ, на яких глини добуваються «попутно»: їх складають у відвали або використовують у ході виконання рекультиваційних робіт. Враховуючи досвід застосування глин з різних родовищ в якості сорбенту чи для створення очисних екранів, була поставлена задача дослідження властивостей глин Вільногірського ГМК.

Дані дослідження цілком збігаються з Переліком пріоритетних тематичних напрямів наукових досліджень і науково-технічних розробок на період до

2015 року «Технології раціонального водокористування, підвищення ефективності очищення стічних вод та запобігання забрудненню водних об'єктів» та «Технології очищення та запобігання забрудненню атмосферного повітря» у напрямку 4 «Раціональне природокористування» із Переліку пріоритетних напрямів розвитку науки і техніки на період до 2020 року.

Постановка задачі. Метою роботи є дослідження хіміко-мінералогічних та фізико-механічних властивостей глин, які входять у склад розкривних порід Вільногірського ГМК.

Викладення матеріалу та результати.

Сировинною базою Вільногірського ГМК є розсипне комплексне Малишевське циркон-рутил-ільменітове родовище. Родовище є прибрежно-морським піщаним відкладенням сарматського ярусу неогену і піщаного відкладення полтавської серії нижнього неогену – верхнього палеогену. Нижче рудоносних пісків цих відкладень по розрізу залягають піщано-глинисті осадові утворення олігоцену, палеогену, кора вивітрювання і кристалічні породи Українського кристалічного щита. Перекриваються продуктивні піски сарматськими глинами і четвертинними червоно-бурими глинами, червоно-бурими і лесовидними суглинками.

Вскришні породи Вільногірського гірничо-металургійного комбінату представлені (зверху вниз): паливно-жовтими лесовидними макропористими суглинками (до 18–20 м.), червоно-бурими щільними суглинками (5–13 м.), червоно-бурими та бурими щільними глинами (6–14 м.), зеленувато-сірими щільними, з включеннями гіпсу, глинами. Схема розташування розкривних порід представлена на рис. 1.

Для досліджень були відібрані зразки зеленувато-сірих глин сарматського ярусу і червоно-бурих глин четвертинного походження (рис. 2). Проби були досліджені з точки зору їх мінерального і хімічного складу та геологічних особливостей.

Петрографічний аналіз проб розкривних порід дав наступні результати.

Проба №1 – це глина зеленувато-сірого кольору. Вона представлена щільними крупними уламками однорідного зеленувато-сірого забарвлення. На дію соляної кислоти не реагує, що вказує на відсутність карбонату кальцію. При переході світла від поляризаційного мікроскопу відмічено переважання глинистої складової. Форма агрегатів щепковидна та короткогольчата, показники переломлення близькі до 1,54. Інтерференція в межах червоного кольору, що характерно для монтморилоніту з домішками гідроліти. Гідрооксиди заліза в глинистих мінералах розподілені рівномірно.

Піщано-алевритова фракція розміром від 0,001 до 1 мм складає 40–43 % та представлена округлими зернами кварцу (35 %) і призматичними уламками польових шпатів (5–8 %). В пробі відмічена присутність мілких сотовидних уламків діатомітових водоростей, складених опал-кристобалітовою речовиною, вміст якої складає близько 5 %.

Масштаб 1:500	Геологічний індекс	Проектний геологічний розріз	Потужність шару, м	Категорія порід за буримістю	Короткий літологічний опис порід
	Q _{IV}		1,0	II	<i>Грунтово-растительний</i>
	Q _{II+III}		17,0	II	<i>Суглинок палево-жовтий, бурий и червоно-бурий</i>
	Q _I		13,0	III	<i>Глина червоно-бура, глиниста, в'язка гіпсоносна</i>
	N _{1S3}		6,0	IV	<i>Глина зеленувато-сіра, щільна, в'язка, гіпсоносна</i>

Рис. 1. Схема залягання вскришних порід на Малишевському циркон-рутил-ільменітовому родовище Вільногірського ГМК

Проба № 2 представлена глиною червоно-бурого кольору з фіолетовим відтінком. Вона має щільну однорідну структуру, при взаємодії з соляною кислотою інтенсивно закипає. При переході світла від поляризаційного мікроскопу визначено переважання глинистої складової у вигляді щепко- і голкоподібних агрегатів з показником заломлення 1,55. Інтерференція до жовтуватого та червонуватого кольорів, що характерно для монтморилоніту зі значним вмістом гідрослюдистих мінералів. Крім цього, у пробі відмічена присутність значної кількості (10–15 %) опал-кристобалітової речовини у вигляді слабко інтерфе-

ренційованих (до сірого кольору) залишків діатомей, спікул губок і радіолярій, а також призматичних уламків гіпсу..

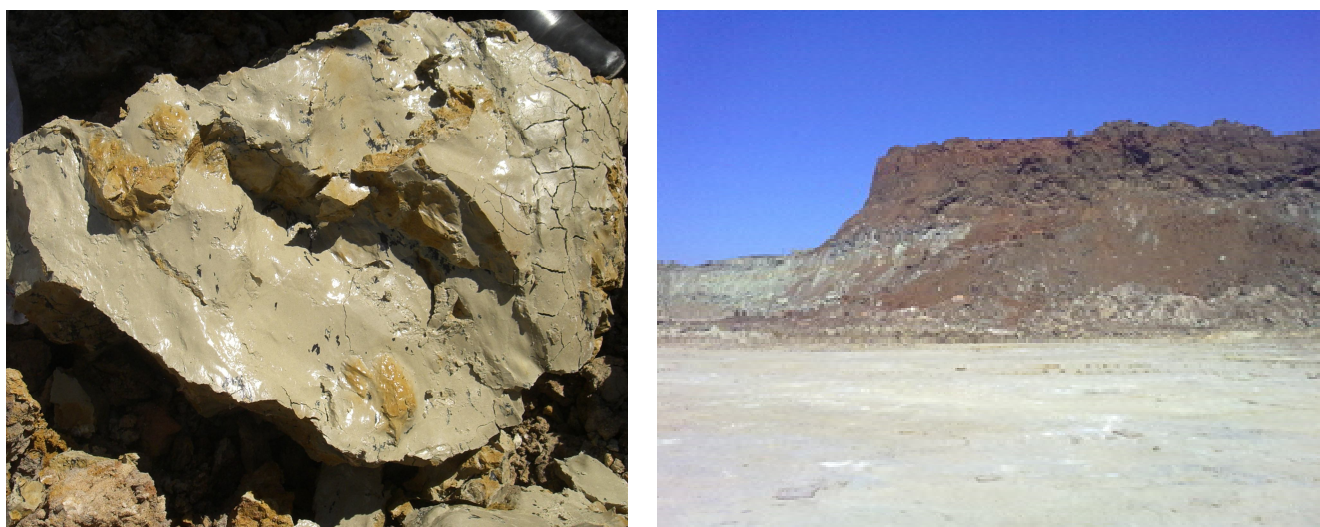


Рис. 2. Загальний вигляд глини на кар'єрі Вільногірського ГМК:
а) зеленувато-сірі глини; б) червоно-бурі глини.

Результати досліджень гранулометричного складу проб наведено в таблиці 1.

Результати вказують, що за гранулометричним складом згідно ДСТУ Б В.2.7-60-97, за вмістом частин розміром менше 1 мкм, проби відносяться до високодисперсної глинистої речовини.

Результати досліджень мінералогічного складу проб показують, що:

- проба №1 зеленувато-сірі глини характеризуються такими речовинами як: монтморилоніт з гідрослюдою 50–53 %, кварцу близько 35 %, польових шпатів 5–8 %, опал-кристобаліту менше 5 % і гідрооксидів заліза близько 2 %.

- проба №2 представлена глиною червоно-бурого кольору з фіолетовим відтінком та включає: монтморилоніт зі значним вмістом гідрослюдистих мінералів, гідрооксидів заліза (5 %) у вигляді червоно-бурих плям, тонко дисперсні карбонатні включення (до 5 %). Домішки пішано-алевриту складають близько 15 % і складаються з мілких зерен кварцу (10 – 12 %) і польових шпатів (3 – 6 %).

Таблиця 1

Гранулометричний склад проб

Назва проби	Розмір фракцій (мкм) та їх вміст (%)				
	1000 – 60	60 – 10	10 – 5	5 – 1	менше 1
проба №1 – глина зеленувато-сірого кольору	24,75	3,21	2,64	8,28	61,12
проба №2 – глина червоно-бурого кольору	2,04	8,44	4,76	20,04	64,72

Проби №1 і №2 було досліджено на вміст основних оксидів. Дані, отримані в ході лабораторно-хімічних досліджень наведені в таблиці 2.

Таблиця 2

Хімічний склад глин Вільногірського ГМК

Назва проби	Масова частка оксидів, %											
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe заг.	Fe ₂ O ₃	FeO	TiO ₂	CaO	MgO	SO ₃	R ₂ O	ВПП*	Орг. реч
Проба №1	70,76	11,58	4,96	4,49	0,47	0,8	1,89	0,96	0,21	2,26	6,58	0,22
Проба №2	53,4	14,05	6,72	5,92	0,8	0,71	5,36	3,7	0,11	5,24	11,42	0,45

*Втрати при прокалюванні

Визначення хімічного складу глин дозволяє зробити наступні висновки щодо придатності та доцільності використання глин для зазначених цілей.

За вмістом SiO₂ обидві проби відносять до глин з високим вмістом кремнезему (за даними ДСТУ Б В.2.7-60-97 відсотковий показник має становити більше 25 %). Високий вміст кварцового піску може вплинути на сполучну здатність глин та погіршувати в'язкість.

В залежності від вмісту Al₂O₃ у прожареному стані пробу №1 можна віднести до кислої групи (показник становить менше 14 %), а пробу №2 – до напівкислої групи (від 14 до 28 %). Окис алюмінію знаходиться в глині у зв'язаній формі в складі глиноутворюючих мінералів. Він є досить тугоплавким окислом. З підвищенням вмісту окису алюмінію в глині підвищується її пластичність та міцність виробів.

Наявність домішок заліза, в залежності від кількості, впливає на здатність глин до спучування. Забарвлення глин обумовлене домішками іонів заліза трьохвалентного (червоний, жовтий колір) або двовалентного (зелений, синюватий).

Рутил (TiO₂) – важливий компонент титанових руд, який знайшов своє впровадження в електродній і лакофарбовій промисловості, слугує також джерелом добування Nb і Ta.

Домішки кальцію знижують вогнетривкість глин, скорочують інтервал спікання, а також підвищують пористість, що дуже важливо для використання глин в якості сорбенту.

Окис кальцію (CaO) та оксид магнію (MgO) входять в склад карбонатних порід – вапняка, кальцита, доломіту і знаходяться в глині в формі карбонатів CaCO₃ і MgCO₃. Наявність карбонатвмісної складової з метою одержання залізовмісних глинистих сорбентів дозволяє проводити хімічне модифікування поверхні глинистих частинок кислими розчинами солей металів, здатних до гідролізу.

Органічні домішки у вигляді залишків рослин і гумусових кислот забарвлюють глину в темні тони, підвищують пластичність за рахунок великої кількості зв'язаної води і, отже повітряну осадку. Зі збільшенням їх змісту зростає пористість.

До основних фізико-механічних властивостей глин відносять пластичність, липкість, набухання, усадка, зв'язність, текучість і твердість. В даних до-

слідженнях було проведено визначення показників пластичності, текучості та набухання [4,5].

Пластичність (П) визначається як властивість глиняної проби піддаватись формуванню та зберігати надану йому форму при сушінні та випалюванні, визначається як різниця між вологістю, яка відповідає нижній межі текучості глини і вологістю проби, яка відповідає межі розкачування. За ступенем пластичності глинисті породи поділяють на високопластичні (з числом пластичності більше 25), середньопластичні (15–25), помірнопластичні (7–15), малопластичні (3–7) і непластичні, що не дають пластичного тіста.

Показник текучості (Т) визначається тільки для пилувато-глинистих ґрунтів і являє собою різницю вологостей, які відповідають двом станам проби: природному і на межі розкачування до показника індексу пластичності (П). Для глин і суглинків, які використовують для виготовлення керамічних будівельних матеріалів застосовують таку класифікацію визначення показника текучості:

- тверда консистенція (менше 0); напівтверда (від 0 до 0,25);
- тугопластична (від 0,25 до 0,5); м'якопластична (від 0,50 до 0,75);
- текучопластична (від 0,75 до 1); текуча (більше 1).

Здатність глин до набухання характеризується вологістю набухання (W_n) і тиском набухання (P_n).

За величиною тиску набухання глинисті породи поділяються на ненабухаючі ($P_n < 0,025$ МПа); слабонабухаючі ($P_n = 0,025-0,1$ МПа); середьонабухаючі ($P_n = 0,1-0,25$ МПа) і сильнонабухаючі ($P_n > 0,25$ МПа).

Результати визначення показників пластичності, текучості та набухання відібраних проб наведені в таблиці 3.

Враховуючи, що значення (П) усіх проб більше 25, можна зробити висновок, що досліджувані зразки глини є високопластичними. Маючи показник текучості (Т) обох проб, які менші нуля, можемо віднести зразки до глин з напівтвердою або твердою консистенцією. За величиною тиску набухання (P_n) досліджені зразки глин відносяться до середьонабухаючих глин, що мають у своєму складі монтморилоніт, який відомий своїми сорбційними властивостями.

Таблиця 3

Фізико-механічні показники глинистих порід

Назва проби	Число пластичності П	Показник текучості Т	Тиск набухання P_n
Глини зеленувато-сірі	38,0	менше 0	0,20
Глини красно-бурі	53,7	менше 0	0,19

Висновки. В роботі розглянуті хіміко-мінералогічні та фізико-механічні властивості розкритих глинистих порід Вільногірського ГМК.

Хімічний склад глин характеризується наявністю елементів у вигляді оксидів SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , FeO , TiO_2 , CaO , MgO , SO_3 , R_2O та органічної речовини. Глиниста порода характеризується вмістом оксиду алюмінію (до 14 %), заліза (до 6 %), кальцію (до 5 %) і магнію (до 4 %).

Мінералогічний склад глин включає: монтморилоніт з гідрослюдою 50–53 %, кварцу близько 35 %, польових шпатів 5 – 8 %, опал-кристобаліту менше 5 % і близько 2 % гідрооксидів заліза.

За ступенем пластичності глини є високопластичними. Зі показнику текучості визначено, що глини мають напівтверду або тверду консистенцією. За величиною тиску набухання глин відносяться до середньоонабухаючих глин.

Механічні властивості глин характеризуються гранулометричним складом і за вмістом частин розміром менше 1 мкм. згідно ДСТУ Б В.2.7-60-97 класифікують глини як високодисперсну сировину.

За даними хіміко-мінералогічних та фізико-механічних показників глин можна говорити про можливість подальшого використання корисних властивостей розкритих глинистих порід Вільногірського ГМК для вирішення екологічних проблем.

Список літератури

1. Соколов В. Микромір глинистых пород / В. Соколов // Соросовский образовательный журнал. – 1996. - №3. – С. 56-64.
2. Вікіпедія [Електронний ресурс]. – Режим доступу URL: <http://uk.wikipedia.org/wiki>. – вільна енциклопедія.
3. Борисовська О. О. Удосконалення методів захисту довкілля від продуктів спалювання твердих побутових відходів з використанням гірських порід: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 21.06.01 / Борисовська Олена Олександрівна; Національний гірничий університет. — Д., 2009. — 19 с.
4. ДСТУ Б В.2.7-60-97 Будівельні матеріали: сировина глиниста для виготовлення керамічних будівельних матеріалів. Видання офіційне. Держкоммістобудування України. – Київ 1997.
5. Грунтоведение / Под ред. Е.М. Сергеева. М.: Изд-во МГУ, 1983. = 389 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Е.
Надійшла до редакції 15.04.2013*

УДК 371.2

© Г.І. Скороход

ПРИКЛАДИ УКРУПНЕННЯ ДИДАКТИЧНИХ ОДИНИЦЬ ПРИ ВИКЛАДАННІ ВИЩОЇ МАТЕМАТИКИ

Розвинуті рекомендації методу укрупнення дидактичних одиниць та наведені приклади їх застосування при викладанні вищої математики.

Развиты рекомендации метода укрупнения дидактических единиц и приведены примеры их применения при обучении высшей математике.

The recommendations of the didactic units integration method and examples of their use in teaching higher mathematics are given.

Суть методу укрупнення дидактичних одиниць [1] – в поєднанні у часі та просторі навчальної інформації, тісно пов'язаної між собою, для стиснення та кращого її сприйняття. Поєднання у часі означає вивчення матеріалу на одному

або на суміжних заняттях, а поєднання у просторі – розташування матеріалу на одній або на суміжних сторінках, у паралельних стовпцях, у одній таблиці тощо. Завдання, розроблені нами за цими принципами, наведені в роботах [2–4]. У цій роботі розвинуті рекомендації цього методу та наведені приклади їх реалізації при викладанні вищої математики.

З погляду укрупнення дидактичних одиниць доцільно:

1. Вивчати сукупно перш за все ті зв'язки між об'єктами, які є найбільш вагомими. Це сприяє одержанню студентом системних знань про такі об'єкти.

2. Вивчати одночасно (на одному чи сумісних заняттях) та порівнювати взаємно обернені дії та операції, протилежні поняття, судження та умовиводи. В математиці такими є прямі та обернені теореми, прямі та протилежні теореми, прямі та обернені задачі, прямі та обернені функції, періодичні та неперіодичні функції, зростаючі та спадаючі функції, сумісні та несумісні системи рівнянь, рівняння та нерівності тощо. Згідно з таким підходом доцільно розглянути сумісно постановку задач обчислення похідної та первісної як взаємно обернених, розглянути основні взаємно пов'язані задачі диференціювання та інтегрування, а вже потім поглиблено вивчати кожну з теорій та їхні застосування.

Треба підкреслити, що порівняння є базовою формою мислення, відповідно, різноманітні завдання на порівняння мають займати вагоме місце в системі навчальних завдань.

3. Порівнювати не лише протилежні, але взагалі споріднені та аналогічні об'єкти. Таке порівняння та відповідні завдання змушують зосередитись на суті кожного з об'єктів та на зв'язках між ними.

1) рівняння та нерівності $a < 0$, $a = 0$, $a > 0$; ми завжди розміщуємо їх у такій послідовності і підкреслюємо, що рівність $a = 0$ є границею між двома нерівностями $a < 0$, $a > 0$, і саме тому розв'язання нерівностей базується на розв'язанні відповідного рівняння;

2) формули: Чи можна формулу $f(x) - f(x_0) \approx f'(x_0)(x - x_0)$ при малих значеннях $(x - x_0)$ вважати частинним випадком формули кінцевих приростів $f(x) - f(x_0) = f'(c)(x - x_0)$ при $c = x_0$?

В чому схожість та різниця формули Остроградського та формули методу інтегрування частинами? Схожість: 1) в обох формулах шукана функція є сумою двох доданків, один з яких є суперпозицією елементарних функцій, тобто являє собою частину результату у потрібній формі, в той час, як другий доданок являє собою іншу частину результату у формі, яка ще має бути приведена до потрібної; 2) обидві формули реалізують загальний метод послідовного наближення до всього результату. Різниця: у формулі Остроградського інтеграл завжди обчислюється в елементарних функціях за існуючим алгоритмом, а в методі інтегрування частинами – ні.

3) теореми: *Поділіть множину доведених теорем на підмножини за єдністю основного методу доказу.*

4) рівняння кривих. Широкий спектр для порівнянь дають криві другого порядку. Схожість: 1) всі вони є конічними перерізами, 2) вони мають одне й теж

означення через фокус та директрису і єдине рівняння в полярній системі координат с одним параметром – ексцентриситетом e , при цьому значення $e=1$, яке відповідає параболі, є граничним між значеннями $e<1$ (еліпс) та $e>1$ (гіпербола). Таке поділення ілюструє другий закон діалектики про «перехід кількості в якість», а саме, при неперервному зростанні параметра e від значень $e<1$ в точці $e=1$ відбувається якісний перехід від еліпсу до параболи, а при $e>1$ – ще один перехід до гіперболи. Різниця: 1) в декартовій системі координат канонічні рівняння кривих мають різний вигляд, 2) графіки кривих мають різний вигляд.

4. Порівнювати: 1) дві класифікації однієї множини об'єктів за різними основами, 2) різні методи розв'язання однієї задачі або подібних задач, 3) різні методи доказу однієї теореми.

Треба підкреслити, що порівняння є базовою формою мислення, відповідно, різноманітні завдання на порівняння мають займати вагоме місце в системі навчальних завдань. 1) Чи завжди об'єкти (рівняння, нерівності) A та B еквівалентні (аналогічні, відмінні, протилежні)? 2) За яких умов об'єкти (рівняння, нерівності) A та B еквівалентні (аналогічні, відмінні, протилежні)? 3) Чим відрізняється об'єкт A від об'єкта B ? 4) Яких властивостей не має об'єкт A порівняно з об'єктом B ? 5) Які додаткові властивості має об'єкт A порівняно з об'єктом B ? 6) У чому перевага об'єкта A порівняно з об'єктом B ?

7) У чому подібність (відмінність) об'єктів A та B ? 8) В чому причина подібності (відмінності) A та B ? 9) Який зв'язок існує між A та B ? 10) Чи існує між об'єктами A та B відношення типу R ? 11) Який тип відношення існує між об'єктами A та B ? 12) Які ознаки є загальними для об'єктів A та B ? 13) За якою видовою ознакою поняття A виділяється з свого родового поняття? 14) Які висновки можна зробити з порівняння A та B ? 15) Чи мають множини M_1 та M_2 загальні елементи? 16) Який з елементів є загальним для множин M_1 та M_2 ? 17) Яка множина є перерізом (об'єднанням) множин M_1 та M_2 ? 18) Чи можна задачу A вважати більш загальною, ніж B ? 19) Чому задачу B можна вважати окремим випадком задачі A ? 20) Яку з наведених задач можна вважати окремим випадком задачі A ? 21) За якими ознаками задачу A можна класифікувати як більш (менш) загальну, ніж B ?

5. Виявляти аналогії в об'єктах з різних тем курсу або різних розділів математики. Раніше мова йшла про об'єкти, схожість яких за деяким критерієм очевидна. Більш креативним завданням є пошук та аналіз аналогій між об'єктами з різних тем або різних розділів математики. Наприклад, повним аналогом класифікації кривих другого порядку на еліпси, параболи, гіперболи є класифікація рівнянь математичної фізики на рівняння еліптичного, параболічного та гіперболічного типів. Яка аналогія існує між об'єктами A та B ?

6. Виявляти зв'язки, які існують між об'єктами (поняттями, теоремами, задачами, формулами, методами тощо). 1) Які зв'язки існують між об'єктами A та B ? 2) Наведіть означення кількох понять з різних розділів курсу та вкажіть зв'язки, які існують між цими поняттями. 3) Вкажіть, між якими з доведених теорем існують зв'язки та які саме. 4) Наведіть формулювання кількох теорем з різних розділів курсу, пов'язаних між собою. Вкажіть зв'язки, які існують між цими теоремами. 5) Яка ознака є загальною для задач,

що можуть бути розв'язані методом M ? 6) Які ознаки є суттєвими для задач, що можуть бути розв'язані методом M ? 7) Для розв'язання яких (з наведених) задач застосовується метод M ? 8) Якими з наведених методів може бути розв'язана задача 3?

7. Встановлювати відповідність між елементами пов'язаних множин та заносити результати аналізу в таблицю з паралельними стовпчиками.

1) Встановіть відповідність між кожною з теорем початкових розділів математичного аналізу та евристичними прийомами, які були використані для їхнього доказу, тобто вкажіть, які прийоми були застосовані у ході доведення кожної з теорем:

Таблиця 1

Теореми	Евристичні прийоми
Теореми Дедекінда. Лема Больцано-Вейерштрасса. Лема Бореля. Перша теорема Больцано-Вейерштрасса. Друга теорема Больцано-Вейерштрасса. Перша теорема Больцано-Коші. Друга теорема Больцано-Коші, Теореми Ферма, Дарбу. Теореми Ролля, Лагранжа, Коші. Теорема про зворотню функцію.	Дедукція Індукція Доказ від супротивного Зведення до вже розв'язаної задачі Послідовне звуження області пошуку розв'язку Введення допоміжної функції Перебір варіантів Переформулювання задачі Аналогія Розв'язання від кінця до початку Перехід до більш загальної задачі

2) Встановіть відповідність між основними задачами, котрі треба розв'язати під час дослідження функції $y = f(x)$ та побудови її графіка і методами розв'язання цих задач. Занесіть результати в таблицю 2, початок якої показано нижче.

Таблиця 2

Задача	Метод розв'язання задачі
Обчислити точку перетину з віссю ординат	Обчислити $y_0 = f(0)$

3) Створіть таблицю відповідності між назвою і змістом кожної з теорем про властивості функцій, неперервних на замкненому відрізку, та методами доказу цих теорем.

У формі таблиці з паралельними стовбцями доцільно подавати також: 1) умови та хід розв'язання прямої й оберненої задач 2) формулювання та доведення прямої та оберненої теорем, 3) перелік ознак та малюнки аналогічних об'єктів та протилежних об'єктів, 4) різні форми представлення об'єктів, 5) ознаки родового та видового понять, 6) іншу відповідну інформацію (див. табл. 3, 4).

8. Виявляти схожість різних задач, які розв'язуються одним методом. В табл. 3 показана відповідна форма таблиці результатів аналізу.

Таблиця 3

Метод	Задачі

9. Виявляти схожість чи тотожність методів, якими розв'язуються задачі з різних розділів курсу, і які мають різні назви. Наприклад, метод Больцано тотожен методу половинного ділення.

10. Подавати інформацію про об'єкти, які характеризуються двома параметрами, у вигляді таблиці зі строками та стовбцями. Зазначимо, що у стислій формі таблиці доцільно подавати все, що може бути так подане.

11. Зіставляти різні форми представлення об'єктів: текстове та графічне. Наведіть геометричну інтерпретацію понять (теорем). З урахуванням попередньої рекомендації це доцільно робити у вигляді таблиці з паралельними стовбцями (табл. 4)

Таблиця 4

Назва поняття	Текстове означення поняття	Геометрична інтерпретація поняття

12. Поєднувати у часі та просторі подання матеріалу в різних кодах: графічному, символному, словесному, або у різних формах одного коду. Проведіть деяку пряму на площині та запишіть її рівняння у різних формах.

13. Розміщати задачі, одна з яких дає підказку для розв'язання іншої, поблизу в тексті посібника або в часі розв'язування;

14. Записувати твердження відносно схожих або протилежних об'єктів у вигляді так званого «подвійного речення». В такому реченні слова, що відображають цю схожість або протилежність, записуються один над одним у вигляді дробу, таким чином одне речення містить два схожих висловлювання. Наприклад:

1) *Задайте рівняння двох $\frac{\text{прямих на площині}}{\text{площин}}$, які є: а) перпендикулярними б;) паралельними; в) такими, що перетинаються; г) такими, що збігаються .* 2) *Чи необхідно достатньо* для доказу збіжності послідовності обчислити її границю?

Таким способом доцільно поєднувати 1) означення протилежних понять: $\frac{\text{максимум}}{\text{мінімум}}$, *точна* $\frac{\text{верхня}}{\text{нижня}}$ межа тощо, 2) формулювання двох споріднених теорем:

Якщо функція $f(x)$ монотонно $\frac{\text{зростає}}{\text{спадає}}$... та обмежена $\frac{\text{сверху}}{\text{знизу}}$...

Наш досвід показує високу ефективність такої форми запису: після формулювання однієї з теорем іншу студенти записують вже самі.

15. Розміщати графіки споріднених функцій на одному малюнку.

16. З невеликої кількості носіїв інформації створювати якомога більше

взаємопов'язаних завдань. 1) Складіть перелік властивостей функції (зростаюча - спадна, періодична - неперіодична, парна - непарна і т.д.). Для кожної пари властивостей (наприклад, зростаюча, неперіодична) намалюйте графік (або запишіть рівняння) функції, яка має ці властивості. Якщо Ви не можете знайти рішення, спробуйте довести, що функції, яка володіє таким набором властивостей, не існує. Спробуйте виконати аналогічне завдання для наборів з трьох, чотирьох, п'яти властивостей. 2) Задайте аналітично або графічно декілька функцій, кожна з яких відрізнялася б від всіх інших за деяким критерієм.

17. Створювати комплексні завдання. Кожне з таких завдань може включати: 1) розв'язання заданої задачі або складання задачі за заданими умовами та її розв'язання; 2) складання та розв'язання оберненої задачі; 3) складання та розв'язання аналогічної задачі; 4) складання та розв'язання задачі, узагальненої за тим чи іншим параметром вихідної задачі.

Нижче наведені приклади завдань з лінійного програмування [2–4], в яких ідеї укрупнення дидактичних одиниць реалізовані наступним чином:

- у завданні 1.1 зведені в одну таблицю 4 варіанти поєднання різних за характером обмежень та цільової функції;
- у завданні 1.2 усі можливі варіанти поєднання різних за характером обмежень та цільової функції зведені в одну таблицю, до неї ж заносяться результати розв'язання задач. Вимога розглянути всі варіанти на одному й тому ж кресленні також спрямована на поєднання подібної інформації у просторі;
- у завданні 1.3 декілька задач розв'язуються на одному кресленні шляхом зміни нахилу лінії рівня цільової функції або границі області допустимих розв'язків;
- у завданні 1.4 поєднуються три мови формулювання задачі: економічна, геометрична та алгебрична;
- у завданні 1.6 зіставляються методи розв'язання подібних задач, у завданні 2.1 – однієї задачі;
- завдання 1.6 – 1.9 являють собою комплекс задач, що базуються на одній з них: завдання 1.7 пропонує узагальнити задачу із завдання 1.6, завдання 1.8 – сформулювати та розв'язати задачу, зворотню до задачі із завдання 1.7, завдання 1.9 пропонує узагальнити задачу з завдання 1.7;
- у завданні 2.1 задача розв'язується трьома методами;
- завдання 2.2 є системою завдань, в якій кожне наступне ґрунтується на попередньому, при цьому задачі складаються студентом за даними умовами;
- завдання 2.4 – на узагальнення твердження, наведеного у завданні 2.3;
- завдання 2.5 є по суті відповіддю на завдання 2.4, але поданою в іншій формі, таким чином виконання одного з цих завдань може сприяти виконанню іншого, і більш стійкому запам'ятовуванню відповідного твердження;
- у завданнях 3.1, 3.2 задача з неправильним балансом ґрунтується на задачі з правильним балансом, при цьому задачі складаються студентом за даними умовами і розв'язуються різними методами;
- у завданні 3.3 пропонується навести різні задачі, що мають загальну математичну модель;

- у завданні 3.4 пропонується зіставити поняття, які характеризують загальну та окрему задачі.

Завдання 1.1. У табл. 5 позначені 4 типи задач, які різняться характером екстремуму цільової функції і характером обмежень. Для тих типів задач, які мають нетривіальний розв'язок, наведіть приклади відповідних економічних задач.

Таблиця 5

Характер екстремуму	Характер обмежень	
	зверху	знизу
максимум	Задача 1	Задача 3
мінімум	Задача 2	Задача 4

Завдання 1.2. Запишіть математичну модель задачі ЛП з двома змінними та двома обмеженнями-нерівностями. Розв'яжіть геометрично задачі, які одержуються за усіх комбінацій знаків нерівностей та характеру екстремуму цільової функції. Результати розв'язання занесіть у табл. 6.

Таблиця 6

№ задачі	Умови задачі			Результат розв'язку	
	Знаки нерівностей		Характер екстремуму	Область допустимих розв'язків	Точки екстремуму
	перша нерівність	друга нерівність			
1	\leq	\leq	max		
2	\leq	\geq	max		
3	\geq	\leq	max		
4	\geq	\geq	max		
5	\leq	\leq	min		
6	\leq	\geq	min		
7	\geq	\leq	min		
8	\geq	\geq	min		

Завдання 1.3. Накресліть геометричну модель деякої задачі ЛП (область припустимих розв'язків, лінію рівня та вектор-градієнт цільової функції).

Для цієї задачі:

- 1) отримайте розв'язок графічним методом;
- 2) змініть цільову функцію так, щоб задача мала інший єдиний розв'язок;
- 3) змініть цільову функцію так, щоб задача мала нескінчену множину розв'язків;
- 4) змініть обмеження так, щоб задача мала нескінчену множину розв'язків.

Завдання 1.4. Запропонуйте економічну задачу, якій відповідає геометрична модель завдання 1.3. Для цього попередньо перекладіть модель с геометричної мови на алгебричну.

Завдання 1.6. Накресліть геометричну модель задачі ЛП, в якій треба знайти максимум цільової функції $L = x_1 + x_2$, а область допустимих розв'язків є замкнений п'ятикутник $OABCD$ (O – початок координат, A лежить на осі x_2 , D

лежить на осі x_1). Побудуйте 5 ліній рівня цільової функції $L = c \cdot L_{max}$ для $c = 0, 0.25, 0.5, 0.75, 1$.

За допомогою цих ліній рівня оцініть значення цільової функції у всіх вершинах області допустимих розв'язків, а потім порівняйте з точними значеннями.

Завдання 1.7. Узагальніть задачу із завдання 1.6, зобразивши лінію рівня цільової функції $L = 0$ у вигляді $x_2 = k x_1$. Поділіть область змінювання значень кутового коефіцієнта $k \in [-(N + 10), -1 / (N + 10)]$ на області, яким відповідають різні розв'язки задачі ЛП, що розглядається (N – Ваш номер в групі).

Завдання 1.8. Сформулюйте і розв'яжіть задачу, обернену до задачі, наведеної у завданні 1.7. Чи має обернена задача єдиний розв'язок?

Завдання 1.9. Узагальніть задачу із завдання 1.7 на n -кутову замкнену область допустимих розв'язків.

Завдання 1.10. Для кожної з наведених нижче умов, які накладені на цільову функцію L , накресліть геометричну модель відповідної задачі ЛП, яка містить у собі чотирикутну область допустимих розв'язків $OABC$, лінію рівня та вектор-градієнт цільової функції.

Умови, накладені на цільову функцію L :

- 1) $L(A) = L(B) = L_{max}$ 2) $L(A) = L(C) < L_{max}$ 3) $L(C) >> L(O)$
- 4) $L(O) = L_{max}$, $L(C) = L_{min}$
- 5) $L(C) - L(B) >> L(B) - L(A)$, $L(B) - L(A) = L(A) - L(O)$.

Придумайте інші умови й накресліть відповідні їм геометричні моделі. Для кожної задачі оцініть, чи достатньо задано умов, щоб задача мала єдиний розв'язок, і чи не має надлишку умов.

Скорегуйте умови тих задач, котрі мають недостачу чи надлишок даних так, щоб нова задача мала єдиний розв'язок.

Завдання 2.1. Придумайте задачу лінійного програмування з двома змінними та розв'яжіть її трьома методами: графічно, методом перебору (повної індукції) та аналітично (симплекс-методом).

Завдання 2.2. 1. Придумайте систему (1) обмежень-рівностей з двома вільними та трьома базисними змінними, яка задовольняє умови:

- 1) базисні змінні явно виражені через вільні;
- 2) модулі вільних членів дорівнюють a, b, N (N – Ваш номер у списку групи, a, b – цифри десятків та одиниць в числі N);
- 3) нульові значення вільних змінних призводять до розв'язку системи (1), який не належить ОДР.
2. Шляхом симплекс-перетворень системи (1) одержіть опорний розв'язок.
3. Одержіть нову систему (2), здійснивши в системі (1) мінімальну кількість змін таким чином, щоб система (2) за нульових значень вільних змінних мала опорний розв'язок.
4. На основі системи (2) сформулюйте задачу ЛП, доповнивши цю систему цільовою функцією (3), такою, щоб одержаний опорний розв'язок не був оптимальним у разі пошуку як максимуму, так і мінімуму, і необхідні нерівності (4).
5. Для сформульованої задачі ЛП (2), (3), (4) зробіть один крок перетворення симплекс-таблиці та оцініть оптимальність одержаного плану.

6. Перетворіть систему (2) в еквівалентні системи обмежень-нерівностей, одна з яких має знак \leq (назвемо її системою (5)), інша – знак \geq (назвемо її системою (6)).
7. Замініть у системі (6) числові коефіцієнти буквеними та для одержаної системи (7) зробіть один крок перетворення симплекс-таблиці.

Завдання 2.3. Заповніть пропуски так, щоб одержати правильне твердження: „ Якщо коефіцієнти p_1 і _____ у виразі цільової функції $L = p_1 x_1 + p_2 x_2 + L_0$ є такими, що _____, то точка $(0,0)$ не є _____ ні в разі пошуку максимуму, ні _____”.

Завдання 2.4. Узагальніть твердження, наведене у завданні 2.3, на випадок лінійної цільової функції n змінних ($n > 2$).

Завдання 3.1. Сформулюйте транспортну задачу с правильним балансом для 4 постачальників і 4 споживачів. Значення запасів a_i , заявок b_j обчисліть за формулами $a_i = N+i$, $b_j = N-j+5$ ($i = 2,3,4$, $j = 1, 2, 3, 4$) (N – Ваш номер у списку групи). Значення вартостей c_{ij} , а також a_1 виберіть із діапазонів: $4 < c_{ij} < 20$, $5 < a_1 < 20$ так, щоб початкові плани, обчислені як за методом північно-західного кута, так і за методом мінімальної вартості, не були оптимальними. Розв’яжіть задачу для кожного з цих початкових планів та порівняйте кількість перетворень транспортної таблиці, необхідних для одержання оптимального плану.

Завдання 3.2. Сформулюйте транспортну задачу с правильним балансом для 4 постачальників і 4 споживачі, яка відрізняється від задачі із завдання 3.1 лише значенням a_1 так, що сума запасів перевищує суму заявок на N одиниць (N – Ваш номер у списку групи). Розв’яжіть задачу для початкових планів, обчислених як за методом північно-західного кута, так і за методом мінімальної вартості, та порівняйте кількість перетворень транспортної таблиці, необхідних для одержання оптимального плану.

Завдання 3.3. Наведіть приклади задач, не пов’язаних з перевезеннями, але таких, що мають ту ж математичну модель, що і транспортна задача за критерієм вартості перевозок.

Завдання 3.4. Оскільки математична модель транспортної задачі (ТЗ) є окремим випадком математичної моделі задачі лінійного програмування (ЗЛП), між поняттями, що характеризують ці моделі, існує взаємно однозначна відповідність. Занесіть до таблиці назви пар понять, що відповідають одне одному, одне з яких характеризує математичну модель ТЗ, а друге – математичну модель ЗЛП, а також відповідні одне одному поняття, що описують методи розв’язання цих задач.

Характеристики ЗЛП	Характеристики ТЗ
Характеристики математичної моделі	
Характеристики методів розв’язування задач	

Укрупнення дидактичних одиниць доцільно застосовувати не тільки у ході викладання нового матеріалу, але й при повторенні, слідуючи принципу:

«Повторення – через перетворення знання, через його укрупнення» [1, с. 201].

Список літератури

1. Эрдниев, П.М. Укрупнение дидактических единиц в обучении математике [Текст]: кн. для учителя / П.М. Эрдниев, Б.П. Эрдниев. – М.: Просвещение, 1986. – 256 с.
2. Скороход Г.І. Укрупнення дидактичних одиниць у завданнях з курсу лінійного програмування (постановка задачі та графічне розв'язування) [Текст] / Матеріали V-й Міжнарод. конф. «Стратегія якості в промисленості і освіті», Варна, 6-13 червня 2009 г. Т. 2, с. 648 –650.
3. Скороход Г.І. Укрупнення дидактичних одиниць у завданнях з курсу лінійного програмування (симплекс-метод та транспортна задача) [Текст] / Матеріали V-й Міжнарод. конф. «Стратегія якості в промисленості і освіті», Варна, 6-13 червня 2009 г. Т. 2, с. 650 – 653.
4. Скороход, Г. І. Методика викладання фахових дисциплін у вищій школі. [Текст]: навч. посіб. для магістрів за спеціальністю «Прикладна математика» / Г. І. Скороход, В. Д. Ламзюк. – Д.: РВВ ДНУ, 2009. – 64 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 29.05.2013*

УДК 632.122.1:504.54.062.4

© Г.Г. Шматков, Т.Ф. Яковишина

ФІТОЕКСТРАКЦІЯ ВАЖКИХ МЕТАЛІВ З ҐРУНТУ

Розроблена нова технологія фітоекстракції важких металів з ґрунту. Винос важких металів фітоекстрактором петрушкою кучерявою запропоновано підсилувати за рахунок внесення ефектору фітоекстракції ЕДТА в поєднанні з регулятором росту рослин “Корневін”.

Разработана новая технология фитоэкстракции тяжелых металлов из почвы. Вынос тяжелых металлов фитоэкстрактором петрушкой кудрявой предложено повысить за счет внесения эффектора фитоэкстракции ЭДТА в сочетании с регулятором роста растений препаратом “Корневин”.

New technology has been developed for the phytoextraction of the heavy metals from the soil. Carrying out of the heavy metals by the curly parsley phytoextractor has been proposed to increase for application of the effector phytoextraction EDTA in combination with plant growth regulator “Kornevin”.

Вступ. Забруднення ґрунтів важкими металами є однією з головних причин деградації їх родючості що, як наслідок, відбивається на вирощеній продукції рослинництва, яка не відповідає санітарно-гігієнічним нормам та являє значну небезпеку для здоров'я людини. Тільки в Дніпропетровській області екологічним моніторингом виявлено близько 30 % орних земель забруднених важкими металами при ступені розорюваності 75 % від загальної площі області. Ареали радіусом до 50 км, в яких вміст важких металів перевищує ГДК в 5-10 разів, утворилися навколо промислових агломерацій Придніпров'я та Донбасу.

Постановка задачі. Сучасний стан агровиробництва в індустріально розвинених регіонах України зі значним техногенним навантаженням на компоненти біосфери формує запит на пошук невитратних, але в той же час екологічно безпечних та ефективних технологій відновлення ґрунту забрудненого важкими металами. До останніх відноситься фітоекстракція, яка полягає у вирощуванні на протязі деякого часу на забруднених ділянках спеціально підібраних видів рослин – гіперакумуляторів важких металів, здатних виносити та накопичувати ці токсиканти у великих кількостях в своїй біомасі з подальшою її утилізацією [1].

Для фітоекстракції використовують спеціально підібрані види рослин-гіперакумуляторів, таких як ярутка синьовата (*Thlaspi caerulescens*), бурачок стінний (*Alyssum murale*), резуха Галлера (*Cardaminopsis halleri*) та ін. [2]. Рослина-фітоекстрактор важких металів повинна відповідати наступним вимогам:

- витримувати рівень забруднення без явно виражених проявів фітотоксичних ефектів (знебарвлення, пігментація, некрози, затримка росту й розвитку);
- відзначатися високою швидкістю росту, формувати значну надземну біомасу, мати глибоко розрощу кореневу систему, не вимагати особливої агротехніки, бути стійкою до хвороб і шкідників, не привабливою для тварин і людини для запобігання отруєння [3].

Додатково при виборі рослин-фітоекстракторів звертають увагу на такі властивості, як: здатність корневих ексудатів розчиняти сполуки важких металів; уміння закріплювати метал в корені та транспортувати його в надземну біомасу; перешкоджати вилугованню токсиканта з верхнього шару ґрунту в підземні води [4].

Коефіцієнт накопичення металів в рослинах збільшують завдяки внесенню в ґрунт ефекторів фітоекстракції, приміром комплексонів з числа поліамінополіоцтових кислот [5].

Слід зазначити, що формування значного приросту біомаси сприятиме більш інтенсивному поглинанню елементів з ґрунту, отже виникла ідея перевірити, як будуть впливати регулятори росту на процес виносу й накопичення цих токсикантів в біомасі рослин в комплексі з ефектором фітоекстракції в техногенно забрудненому агроценозі рослини-гіперакумулятора.

Тому мета роботи полягала в розробці принципово нового екологічно обґрунтованого методу фітоекстракції важких металів з техногенно забруднених чорноземів звичайних малогумусних важкосуглинкових Північного Степу України на основі отриманих експериментальних даних щодо поєднання вирощування рослини-гіперакумулятора із застосуванням ефектору фітоекстракції та регулятору росту рослин.

Об'єкт і методи дослідження. При проведенні досліджень використано чорнозем звичайний малогумусний важкосуглинковий, з наступними агрохімічними показниками: вміст гумусу (за І.В. Тюрніним) 3,5–4,0%, загального азоту 0,20–0,23%, фосфору 0,10–0,12%, валовий вміст калію 2,0–2,3%. Кількість легкогідролізованого азоту (за І.В. Тюрніним і М.М. Кононовою) 10,0–11,4 мг на 100 г сухого ґрунту при можливості поповнення його доступних форм за рахунок

нітрифікаційної здатності (за Кравковим) – 2,4–2,8 мг на 100 г ґрунту. Вміст рухомих форм фосфору в орному шарі становить 8,8–9,8 мг, калію 14,3–15,4 мг у 100 г ґрунту (метод Ф.В. Чирикова). Валовий вміст мікроелементів такий: Zn – 38,8–40,4; Mn – 473,0–484,0; Cu – 12,5–14,2; Co – 8,0–8,3; Fe – 835,0–845,0; Pb – 32,4–33,1; Cd – 0,38–0,39 мг/кг ґрунту і відповідно рухомих форм, що складають невеликий відсоток від валових: рухомого Zn – 0,96–1,20; Cu – 0,13–0,15; Co – 0,42–0,48; Mn – 57,5–63,8; Fe – 27,6–28,0; Pb – 0,05–0,10; Cd – 0,10–0,11 мг/кг. Реакція ґрунтового розчину близька до нейтральної (рН 6,75).

В повітряно-сухий ґрунт вносили нітратну форму кадмію, міді та нікелю з розрахунку 3 ГДК, що відповідало середньому рівню забруднення за В.Б.Ільїним (1995). В якості рослини-гіперакумулятора важких металів використовували петрушку кучеряву, ефектору фітоекстракції – ЕДТА, а регулятора росту рослин – препарат “Корневін”. Доза внесення ЕДТА розраховувалась відносно рівня забруднення і становила в 1,5 рази більше еквівалентної кількості, необхідної для утворення хелатів важких металів. Перед висівом насіння петрушки кучерявої опудрювалось препаратом “Корневін”. Повторність досліду чотириразова. Вміст важких металів в біомасі петрушки кучерявої визначали атомно-абсорбційним методом.

Результати роботи. Запропонована технологія очистки базується на вилученні важких металів з техногенно забрудненого ґрунту шляхом їх фітоекстракції рослинами петрушки кучерявої у поєднанні з ефектором фітоекстракції ЕДТА, в якому насіння перед висівом у ґрунт обробляють регулятором росту препаратом “Корневін”.

Для підвищення накопичення в рослинах ВМ використовують ефектори фітоекстракції у вигляді комплексонів приміром поліамінополіоцтові кислоти, такі як етилендіамінтетраоцтова (ЕДТА), дігідроксіетілетилендіаміндіоцтова (ДДДА), діетілентріамінпентаоцтова (ДТПА), етиленбіс (оксіетилентріамін) тетраоцтова (ЕТТА), етилендіаміндігідроксіфенілоцтова (ЕДФА), циклогексан – транс – 1,2 – діамінтетраоцтова (ЦДТА) та ін. Ці речовини здатні утворювати стійкі водорозчинні внутрікомплексні сполуки (хелати) з багатьма металами, підвищувати розчинність, а отже рухомість металів в ґрунті, і як наслідок, їх поглинання кореневою системою та накопичування в надземній біомасі.

В хелаті метал знаходиться в напіворганічній формі (рис. 1), для якої характерна висока біологічна активність в тканинах рослинного організму. В природі, знаходячись в ґрунті, рослини використовують природні хелати, такі як гумінові та фульвокислоти. Також хелати утворюються при взаємодії ризосфери з солями ґрунту. Відомо декілька хелаторів для різних елементів, які часто використовуються в сільському господарстві: для кальцію – ОЕДФ, для заліза – ДТПА, для мікроелементів – ЕДТА.

ЕДТА ($C_{10}H_{16}N_2O_8$) здатна утворювати стійкі комплекси в широкому діапазоні рН, навіть у сильнокислому середовищі (табл. 1). Для кожного елементу існує коридор рН, який забезпечує існування стійкого комплексу. Так, комплекс заліза з ЕДТА ефективний при боротьбі з хлорозом тільки на помірно кислих

грунтах. В лужному середовищі він нестабільний. ЕДТА піддається кислотному та ензиматичному гідролізу.

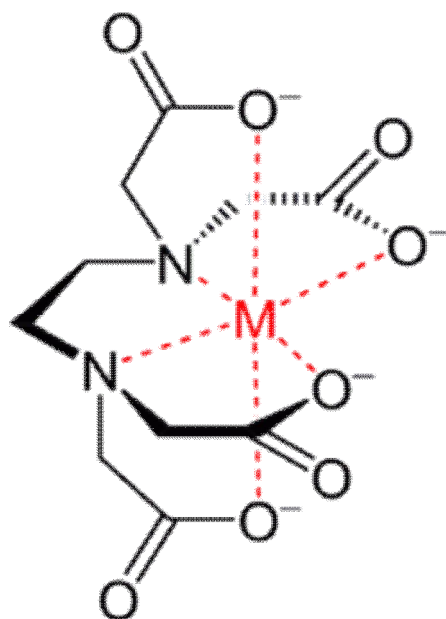


Рис. 1. Хелат іона металу та ЕДТА

Таблиця 1

Константи стійкості комплексів ЕДТА з металлами

Катион	$K=[ML]/[M][L]$	$K=[HML]/[H][ML]$	$K=[HML]/[M][HL]$
Be^{2+}	9,2	-	-
Mg^{2+}	8,8	3,85	2,40
Ca^{2+}	10,7	3,18	3,6
Sr^{2+}	8,7	3,93	2,4
Ba^{2+}	7,9	4,57	2,2
Ra^{2+}	7,1	-	-

Розкладання ЕДТА в природному середовищі призводить до утворення більш токсичних продуктів, ніж вихідна речовина. Нерозчинні комплекси ЕДТА менш стійкі, ніж розчинні. Серед переваг застосування ЕДТА для вилучення важких металів з техногенно забруднених агроценозі слід окремо виділити її антивірусні властивості. ЕДТА, як і ДТПА, ДБТА, ЕДДЯ, відноситься до комплексонів, які містять карбоксильні групи.

Внесення ЕДТА в ґрунт в дозах еквівалентних рівню забруднення призводило до утворення хелатів важких металів, забезпечувало доступність останніх для кореневої системи рослин і опосередковано відбивалось через вміст цих токсикантів в біомасі петрушки кучерявої, про що свідчить збільшення коефіцієнту накопичення в майже в 2 рази (табл. 2). Коефіцієнт накопичення розраховувався як відношення концентрації важкого металу в рослині (або її частинах) до валового вмісту в ґрунті і відображав екологічний потенціал щодо можливості вилучення токсиканта стосовно конкретного рівня забруднення.

Коефіцієнти накопичення важких металів в органах петрушки кучерявої

Варіант	Коефіцієнт накопичення важких металів					
	Надземна частина			Корені		
	Cd	Cu	Ni	Cd	Cu	Ni
Незабруднений ґрунт, без використання ЕДТА та обробки насіння препаратом “Корневін”	0,17	0,07	0,12	0,23	0,09	0,14
Забруднення ґрунту важкими металами в 3 ГДК	0,39	0,19	0,21	0,28	0,11	0,17
Забруднення ґрунту важкими металами в 3 ГДК в поєднанні з використанням ефектору фітоекстракції ЕДТА	0,73	0,51	0,60	0,46	0,24	0,33
Забруднення ґрунту важкими металами в 3 ГДК в поєднанні з використанням ефектору фітоекстракції ЕДТА та обробкою насіння регулятором росту “Корневін”	4,03	3,89	3,94	2,21	2,03	2,18
НСР _{0,95} , мг/кг	0,11	0,06	0,09	0,14	0,07	0,08
P, %	0,78	0,56	0,71	0,98	0,64	0,69

Стимулятори знайшли широке застосування при розмноженні рослин. Коренеутворення значно полегшується застосуванням регуляторів росту рослин групи ауксинів, які забезпечують формування коренів з клітин стебла та посилюють розвиток кореневої системи у вегетативних рослинах. Спочатку для стимуляції коренеутворення використовували керуючий цим процесом в рослинах фітогормон – гетероауксин (індоліл-3-оцтова кислота). Діюча речовина препарату “Корневін” 4-(індол-3-іл)масляна кислота, в рослинах поступово перетворюється в фітогормони гетероауксин, забезпечуючи найкращий ефект в самих низьких в порівнянні з іншими ауксинами дозах. Крім того, зручна препаративна форма “Корневіна” (пудра) дозволяє за рахунок високої адгезії (прилипання) до поверхні насіння активізувати проникнення діючої речовини в клітини рослин, що значно підвищує ефективність та спрощує технологію застосування препарату. В результаті застосування препарату масове утворення коренів петрушки кучерявої відбувається на 14-18 днів раніше. Оброблене насіння швидше проростало і нарощувало коріння та надземну біомасу, що сприяло більш інтенсивному поглинанню цих токсикантів; найвищі коефіцієнти накопичення в табл. 2.

Запропонований метод фітоекстракції важких металів дозволяє: по-перше, підтримувати достатню кількість доступних для рослини рухомих форм важких металів в ґрунті, по-друге, збільшити біомасу на 30 % та підвищити значення коефіцієнтів накопичення важких металів в органах зазначеної рослини в 7,9-10,3 рази, що дає можливість забезпечити значний винос металів-забруднювачів, а отже прискорити строки очищення ґрунту. Якщо традиційно вважається, що для ви-

лучення металів-забруднювачів до фонового вмісту потрібно висаджувати рослини 10-15 разів, то запропонований агрозахід скорочує цей строк вдвічі. Крім того слід зазначити, що цей метод є радикальним вирішенням проблеми забруднення важкими металами ґрунту, екологічно безпечний, не потребує значних капіталовкладень, і навіть дозволяє після термічної обробки рослин вдруге використовувати метал, про що свідчить закордонний досвід.

Висновки

1. Розроблено принципово новий екологічно обґрунтований метод фітоекстракції важких металів з техногенно забруднених чорноземів звичайних малогумусних важкосуглинкових Північного Степу України шляхом поєднання вирощування рослини-гіперакумулятора петрушки кучерявої із застосуванням ефектору фітоекстракції ЕДТА та регулятора росту рослин препарату “Корневін”.

2. Встановлено збільшення коефіцієнту накопичення кадмію, міді та нікелю в біомасі петрушки кучерявої при опудренні насіння регулятором росту рослин препаратом “Корневін” на фоні забезпечення високого рівня рухомості важких металів за рахунок ЕДТА.

Список літератури

1. Галиулин Р.В. Очистка почв от тяжелых металлов с помощью растений / Р.В. Галиулин, Р.А.Галиулина // Вестник Российской академии наук. – 2008. – Том. 78, №3. – С. 77–85.
2. Башмаков Д.И. Аккумуляция тяжелых металлов некоторыми высшими растениями в разных условиях местообитания / Д.И.Башмаков, А.С.Лукаткин // Агрехимия. – 2002. – № 9. – С. 66–71.
3. Ebbs S.D. Phytoextraction of cadmium and zinc from a contaminated soil / S.D. Ebbs, M.M. Lasat, D.J. Brady // J. Environ. Qual. – 1997. – V. 26. – № 5. – P. 1424-1430.
4. Yakovyshyna T.F. Heavy metals phytoextracriion from technogeneous polluted soil / T.F. Yakovyshyna // Problems and tendencies of modern society development : XIth Intern. Scien. and Pract. Conf. 14-18 october 2011 : materials digest. – Kiev – London, 2011. – P. 20-21.
5. Пат. 60784 Україна, МПК С09 К17/00. Спосіб вилучення важких металів з техногенно забрудненого ґрунту / Яковишина Т.Ф., Шматков Г.Г., Столярова К.М., Вергун О.О.; заявник і патентоволодар Яковишина Т.Ф. - № u2010153156; заявл. 20.12.2010; опубл. 25.06.211, Бюл. № 12.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 07.05.2013*

УДК 624.131.537

© А.М. Лазников, С.З. Полищук, Б.Е. Собко, А.В. Полищук

МОДЕЛИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА ПРИ РАЗРАБОТКЕ МОТРОНОВСКО-АННОВСКОГО УЧАСТКА МАЛЫШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Проведены исследования по определению параметров, обеспечивающих устойчивость уступов и бортов карьера для разработки Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения титано-циркониевых руд.

Проведено дослідження з визначення параметрів, що забезпечують стійкість уступів і бортів кар'єру для розробки Мотронівський-Аннівського ділянки Малишевського родовища титано-цирконієвих руд.

The research on the characterization of providing stability of pit walls and ledges to develop Motronovsko-Annovskogo area Malyshevskoe deposits of titanium-zirconium ores.

Введение. Дневная поверхность Мотроновско-Анновского участка Малишевского месторождения представляет собой равнину, расчлененную овражно-балочной системой. Абсолютные отметки дневной поверхности изменяются в границах от 111 м до 174 м. Мощность вскрышных пород, имеющих слоистую структуру, изменяется в пределах от 16 м до 70 м.

Продуктивный слой имеет мощность порядка 10-12 м. Три верхних вскрышных слоя имеют более высокие физико-механические свойства по сравнению с физико-механическими свойствами надрудного слоя мелкозернистых песков и рудного слоя тонкозернистых песков. Кровля рудного пласта, мощность которого составляет в среднем 11 м, лежит на отметках 100-110 м (рис.1).

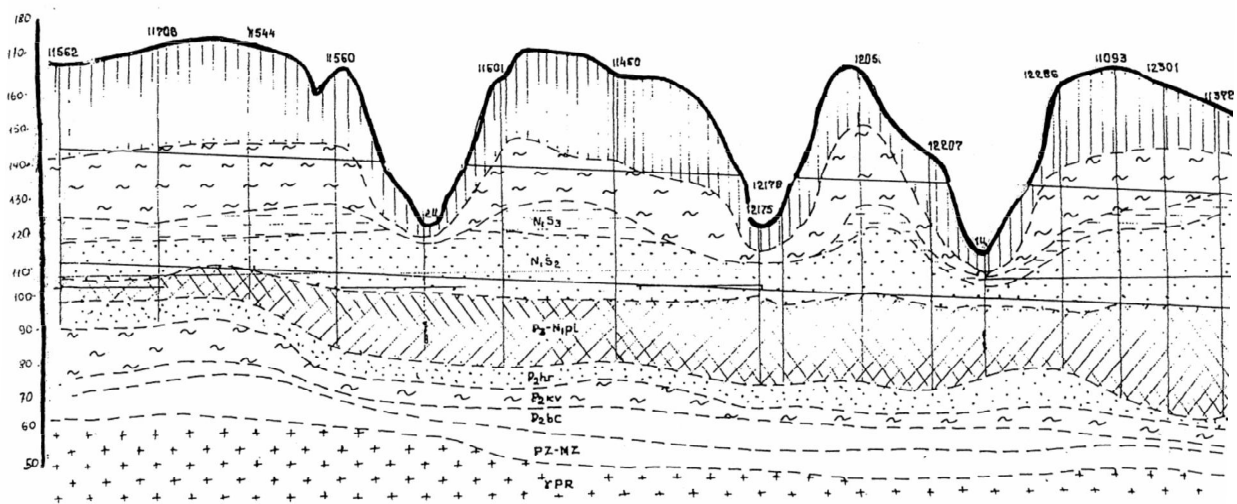


Рис. 1. Схематический геологический разрез Мотроновско-Анновского участка

Руда представлена преимущественно кварцевым глинистым песком, характерным для отложений шельфа. Над пластом снизу вверх залегают пески сарматского яруса неогена мощностью от 6 до 27м, верхнесарматские загипсованные пестроцветные глины толщиной 5-12 м. Залегающие выше четвертичные красно-бурые глины мощностью до 25 м распространены только на водоразделах, в балках они размыты. Все отложения покрыты плащом лессовидных суглинков толщиной 5-10 м. Рудный пласт подстилают глауконитовые пески харьковского яруса мощностью 15-18 м. Ниже в депрессиях фундамента распространены песчано-глинистые отложения киевского яруса. Еще ниже лежат углистые пески бучакского яруса палеогена. На глубине от 50 до 120 м залегают граниты, верхняя часть которых выветрена на глубину до 40 м.

Уровень воды находится на отметках 100-110 м, то есть, практически, совпадает с кровлей рудного пласта. Инженерно-геологические условия проведения горных работ усложняются, в первую очередь, плавунными свойствами рудного пласта. Такой песок в самосвалах превращается в текучую массу. При вскрытии плавуннов они текут как вязкая жидкость. Вибрация от механизмов приводит к разжижению грунта и его быстрому растеканию.

Еще одним слабым местом является контакт лессовидных суглинков с подстилающими глинами. Лёссовидные суглинки характеризуются высокой пористостью и в их приподошвенной части распространена верховодка. Залегающая под суглинком глина имеет высокую влажность и пластичную консистенцию, поэтому получила местное название «маслянка». Контакт суглинков с глиной наклонен в сторону балок. При подрезании склона горными выработками неизбежно образование оползней.

Многообразие горно-технических и горно-геологических условий разработки предопределяет дифференцированный подход к определению параметров уступов и бортов карьеров. Определение геометрических параметров уступов и бортов карьера актуально с точки зрения обеспечения мер безопасности при ведении вскрышных и добычных работ.

Целью работы являлось определение местоположения и формы потенциальных поверхностей сдвижения в сложно-структурном массиве, оценка устойчивости откосов и уступов рабочего борта карьера и определение геометрических параметров на основе анализа горнотехнических и геологических условий участка и величин расчетных физико-механических свойств грунтов ненарушенной структуры.

Результаты работы. Практика расчетов устойчивости откосов и эксплуатации позволяет сделать следующие выводы:

- инженерные методы расчетов устойчивости откосов при корректном учете инженерно-геологических условий обладают достаточной степенью точности, не отклоняющейся более чем на 10% от наиболее теоретически обоснованных [1];

- обоснованность расчетных прогнозов может в последующем подтверждаться только при достаточной изученности инженерно-геологических и гидрогеологических условий месторождения и достаточно добросовестном выполнении рекомендаций в пределах той или иной технологической схемы.

Независимо от методов расчета устойчивости откосов и способов суммирования гравитационно-сейсмических сил, действующих в откосе, их результаты сводятся к оценкам соотношения сдвигающих и удерживающих сил или напряжений. Как правило, это соотношение выражается в виде коэффициента запаса устойчивости η :

$$\eta = \frac{\sum Y}{\sum T}$$

где $\sum Y$ -удерживающие силы, $\sum T$ -сдвигающие силы.

Состояние предельного равновесия наступает при равенстве удерживающих и сдвигающих сил, т. е. при $\eta=1,0$. Чем больше единицы коэффициент за-

паса устойчивости, тем более гарантированно обеспечивается устойчивость откоса.

В инженерных методах расчета устойчивости формирование удерживающих сил в данном гравитационном поле обеспечивается общепринятыми параметрами прочности грунта: сцеплением и углом внутреннего трения. Таким образом, можно записать:

$$\sum Y = \sum_i^{i=n} P_i * \cos \alpha_i * \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_i^{i=n} C_i * L_i$$

где P_i - вес элементарного блока; α_i - угол наклона блока по потенциальной поверхности скольжения;

φ_i - угол внутреннего трения пород;

C_i - удельное сцепление;

L_i -длина элементарного блока вдоль поверхности скольжения.

Соответственно сдвигающие усилия рассчитываются по формуле:

$$\sum T = \sum_i^{i=n} P_i \cdot \sin \alpha_i$$

В приведенных выше зависимостях параметр P_i представляет собой суммарную нагрузку (вес) блока:

$$P_i = \gamma \cdot H_i$$

где γ - плотность грунта, слагающего массив;

H_i - высота элементарного (расчетного) блока.

Плотность грунта выше уровня подземных вод учитывается непосредственно, ниже - рассчитывается с учетом влияния гидростатического взвешивания.

Оползневая практика также показывает, что в верхней части любого откоса формируется зона растяжения, а площадки сдвига возникают только на определенной глубине:

$$H_{90} = \frac{2C}{\gamma} \cdot \operatorname{tg} \left(45 + \frac{\varphi}{2} \right)$$

где H_{90} - глубина возникновения площадок скольжения (сдвига), ограничивающая зону растяжения;

φ и C - соответственно угол внутреннего трения и сцепление пород;

γ - плотность грунтов.

При наличии на приоткосной поверхности борта дополнительной нагрузки, например, от горно-транспортного оборудования, значение H_{90} , в зависимости от величины нагрузки, может снижаться до нулевых значений. Это, соответственно, приводит к росту расчетных сдвигающих усилий. В горном деле влияние машин на параметр H_{90} учитывается согласно рекомендациям института ВНИМИ [2].

Определенное влияние на результаты расчетов устойчивости оказывает способ суммирования удерживающих и сдвигающих сил. В большинстве случаев наиболее корректным принято считать способ алгебраического сложения

сил. Так, в этом способе удерживающие силы суммируются непосредственно независимо от знака угла наклона расчетной поверхности скольжения. Что касается сдвигающих сил, то при обратном (по отношению к основной части) наклоне поверхности скольжения они учитываются в суммировании с отрицательным знаком, т. е. уменьшаются.

Есть еще один фактор влияния расчетных показателей на результаты. Так отрицательное влияние напора подземных вод на устойчивость рассчитывается по зависимости:

$$R = n \cdot l \cdot \operatorname{tg} \varphi,$$

где R - расчетная величина напорного взвешивания,

n – средний напор подземных вод вдоль линии скольжения,

l – длина взвешиваемой части поверхности скольжения.

Прогноз устойчивости уступов бортов Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения выполнялся с применением классического и оригинального инженерных методов, использующих метод алгебраического сложения сил. Существенное влияние на результаты расчетов устойчивости оказывает положение и вид потенциальной поверхности скольжения в откосе, в первую очередь, определяемой особенностями инженерно-геологического строения. В классическом инженерном методе форма потенциальной поверхности сдвижения выбиралась в виде квадратичной функции (параболы).

В оригинальном инженерном методе оценки устойчивости откосов потенциальная поверхность сдвижения определяется в ходе самого расчета [3-5]. Потенциальная поверхность сдвижения состоит из: верхнего вертикального участка (высотой H_{90}); среднего участка, описываемого интегральной поверхностью сдвижения; нижнего наклонного прямолинейного участка. Следует отметить, что вдоль интегральной поверхности сдвижения отношение удерживающих усилий к сдвигающим усилиям постоянно и равно единице.

В качестве примера на рис. 2 приведены результаты расчета устойчивости рабочего борта карьера

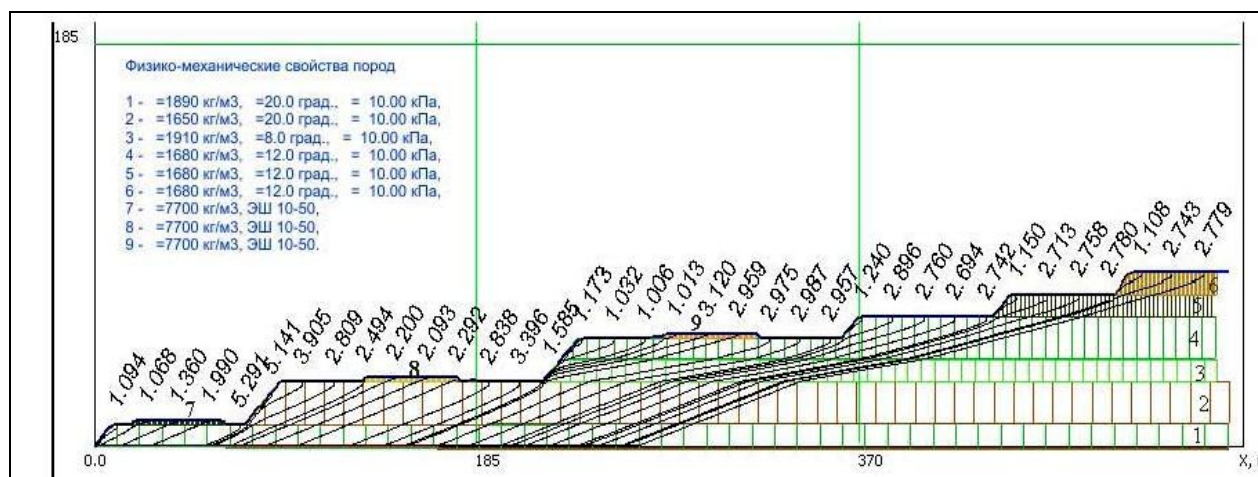


Рис. 2. Расчет устойчивости нагруженного рабочего борта

Выводы. В работе наряду с классическими методами расчета устойчивости (рекомендации ВНИМИ) использован метод, использующий интегральные поверхности сдвига, методы аналогий и анализа ранее полученных результатов. Это позволило повысить обоснованность и достоверность результатов расчетов. Сравнительный анализ физико-механических свойств пород, полученных на различных этапах изучения Мотроновско-Анновского участка (2002-2012 гг.) свидетельствует об отсутствии единого мнения о значениях прочностных свойств пород и о необходимости дальнейших инженерно-геологических изысканий для уточнения исходных расчетных данных.

В качестве основных приняты значения прочностных свойств пород, приведенные в ТЭО развития карьера на Мотроновско-Анновском участке. При этом, расчеты приведены как для показателей остаточной прочности так и для исходных значений угла внутреннего трения и сцепления пород. По видимому, первый случай можно интерпретировать как результат снижения прочности при нарушении структуры и обводнении пород со временем.

Как показывает имеющийся опыт и проведенный анализ, основная причина оползневых проявлений - накопление воды у подошвы борта карьера. При обводнении всего слоя рудоносных песков сцепление пород может снижаться до 0,3 кПа, то есть, практически, до 0. При таких условиях весь борт карьера переходит в предельное состояние. В связи с этим, мероприятия по осушению карьера являются обязательными. Предполагается, что вариант осушения открытым карьерным водоотливом с обустройством зумпфов будет достаточен. Исходя из характера расположения наиболее потенциально опасных поверхностей сдвига в массиве, обустройство водопонижительных скважин с осушением до отметки +80 м следует признать избыточным.

Для остаточных свойств пород (по данным ТЭО угол внутреннего трения меняется в диапазоне 10-20°, сцепление пород составляет 10 кПа) наиболее слабым звеном является второй надрудный вскрышной уступ высотой 20м. Запас устойчивости $\eta=1,2$ для рудного уступа высотой 10м обеспечивается при $\alpha=30^\circ$, а для второго вскрышного уступа высотой 20м. при угле откоса $\alpha=20^\circ$. Для рудного уступа высотой 10 м. с углом откоса 50° при данных свойствах обеспечивается только кратковременная устойчивость. В тоже время при исходных значениях прочности (угол внутреннего трения – 14-32°, сцепление пород 14-43 кПа) все нормативные условия устойчивости выполняются. В дальнейшем, по мере получения новой инженерно-геологической информации вопрос о назначении углов откосов уступов следует уточнить.

Нагрузка от горно-транспортного оборудования не существенно влияет на общую устойчивость рабочего борта карьера. По видимому, основные ограничения на параметры уступов будут связаны с условиями проходимости горно-транспортных машин.

Моделированием устойчивости рабочего борта в целом для принятых свойств пород (средневзвешенные значения остаточных свойств: $\rho=12,5^\circ$, $c=10\text{кПа}$) при разных значениях результирующего угла установлено, что нормативная устойчивость борта обеспечивается при результирующем угле накло-

на не более $13,0^\circ$. По рассматриваемому расчетному профилю значение результирующего угла наклона борта карьера не превышает этой величины.

В этой связи, принятые в настоящее время проектные решения следует считать как обеспечивающие необходимые запасы устойчивости.

При расчетах устойчивости нерабочего борта карьера установлено, что слабым звеном является нижний уступ (запас устойчивости 1,04). Общий запас устойчивости борта высотой $H=60\text{м}$ при $\alpha_p=16,4^\circ$ составляет 1,17. Для отвала при $H=40\text{м}$ и $\alpha_p=11^\circ$ значение запаса устойчивости составляет 1,14 (нижний ярус). Общая устойчивость характеризуется запасом прочности 1,84.

Если принять в расчетах значения остаточной прочности пород, (что существенно идет в запас устойчивости), то основное внимание следует уделить обеспечению устойчивости отдельных уступов. Проектные решения по результирующим углам наклона бортов являются, в целом, достаточными.

Список литературы

1. Определение параметров устойчивого внутреннего отвалообразования при разработке Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения, а также разработка рекомендаций по обеспечению устойчивости внутренних отвалов. Отчет о НИР/КТУ.-Кривой-Рог 2004, 131с.
2. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ. Л.:1972.- 160с.
3. Научная идея № А – 288 «О местоположении и форме поверхности сдвижения в массивах грунта горных пород». – Днепропетровск: ИППЭ НАНУ 2004.
4. Определение геометрических параметров бортов Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения, обеспечивающих устойчивое состояние массива. Отчет о НИР/ИППЭ НАНУ.-Днепропетровск, 2004.-46 с.
5. Голуб В. В., Полицук С. З., Ветвицкий И.Л. Новые подходы к оценке устойчивости откосов и склонов: теория и практика.- Днепропетровск: ЧМП «Экономика», 2011.- 172с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненко В.І.
Надійшла до редакції 22.05.2013 р.*

УДК 621.515.004.82: 621.57

© Ю.И. Оксень, М.В. Радюк, О.В. Самуся

ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕПЛОНАСОСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ УТИЛИЗАЦИИ ТЕПЛА КОМПРЕССОРНЫХ УСТАНОВОК НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Выполнено исследование влияния температуры охлаждающей воды на экономическую эффективность теплонасосной технологии утилизации тепла компрессорных установок на горных предприятиях. Определен режим, при котором удельная стоимость выработки сжатого воздуха будет минимальной.

Виконано дослідження впливу температури охолоджуючої води на економічну ефективність теплонасосної технології утилізації тепла компресорних установок на гірничих підприємствах. Визначено режим, при якому питома вартість виробки стиснутого повітря буде міні-

німальною.

The influence of compressor cooling water temperature on the economic efficiency of the heat pump technology used for compressor waste heat recovery in mining has been investigated. The heat pump operation conditions at which the minimum compressor air production costs are achieved have been stated.

В связи с истощением запасов топливных ресурсов и продолжающимся загрязнением окружающей среды все большую актуальность приобретают энергосберегающие технологии использования бросового тепла промышленных установок. На горных предприятиях одними из наиболее мощных источников бросового тепла являются воздушные компрессорные станции, многие из которых оснащены высокопроизводительными турбокомпрессорами К–250 и К–500. В применяемых в настоящее время типовых системах охлаждения турбокомпрессоров все тепло, воспринимаемое охлаждающей водой, отводится в окружающую среду. Поскольку количество отводимого тепла весьма существенно (до 1,5 МВт от турбокомпрессора К–250 и 3,0 МВт от К–500), представляется целесообразным создание такой системы охлаждения, при которой отводимое от сжимаемого воздуха тепло, использовалось бы полезно. Температура охлаждающей воды на выходе из воздухоохладителей может достигать 30–35°C, поэтому перспективным представляется применение теплонасосной технологии, позволяющей повысить потенциал тепла, отводимого от сжимаемого воздуха, и использовать его для нагрева воды системы горячего водоснабжения горного предприятия [1, 2].

Целью настоящего исследования является оценка экономической эффективности применения теплонасосной технологии для утилизации тепла сжатого воздуха компрессорных установок на горных предприятиях.

Схема турбокомпрессора с теплонасосной утилизацией тепла, отводимого от сжатого воздуха, приведена на рис. 1.

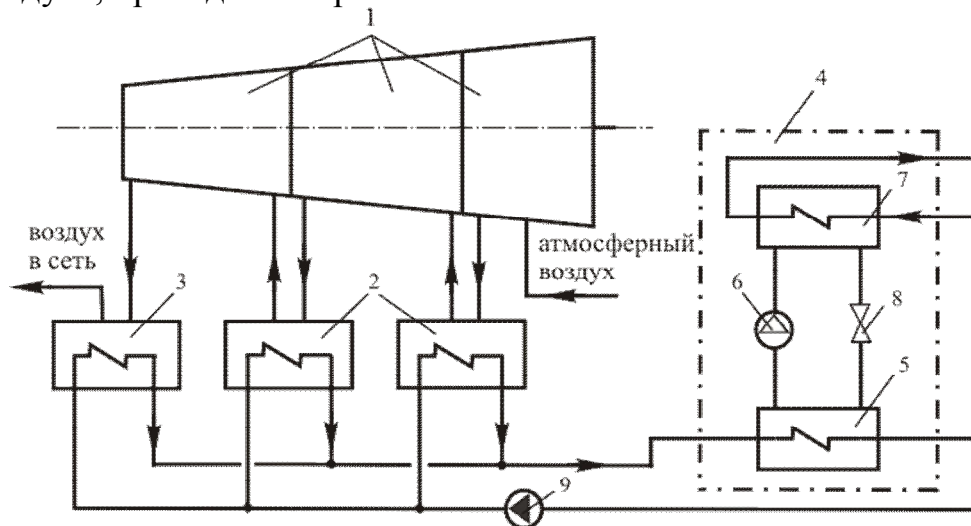


Рис. 1. Схема теплонасосной утилизации тепла турбокомпрессора: 1 – секции неохлаждаемых ступеней; 2, 3 – соответственно промежуточные и концевой воздухоохладители; 4 – тепловой насос; 5 – испаритель; 6 – компрессор; 7 – конденсатор; 8 – дроссель; 9 – водяной насос

В соответствии с приведенной схемой вода в системе охлаждения турбокомпрессора циркулирует по замкнутому контуру, нагреваясь в воздухоохладителях компрессора и охлаждаясь в испарителе теплового насоса. В отличие от типовой системы охлаждения компрессоров, в которой температура охлаждающей воды определяется температурой атмосферного воздуха, в случае теплонасосной технологии она может быть существенно увеличена или снижена по отношению к температуре окружающей среды путем соответствующего выбора параметров и регулирования теплового насоса, в связи с чем возникает задача определения рационального температурного режима системы охлаждения.

Эффективность теплового насоса существенно зависит от температур испарения и конденсации хладагента, которые, в свою очередь, определяются температурами низко- и высокопотенциальных источников тепла. В процессе теплообмена температура греющей среды уменьшается и приближается к начальной температуре нагреваемой, а температура нагреваемой среды увеличивается и приближается к начальной температуре греющей среды. На рис. 2 показаны графики изменения температур хладагента и воды в испарителе и конденсаторе.

Из рис. 2 видно, что температура хладагента в испарителе и конденсаторе в связи с фазовыми переходами изменяется ступенчато. Вследствие этого существует возможность сближения температурных графиков теплоносителей не только в граничных сечениях этих аппаратов, но и во внутренних, соответствующих началу и концу фазовых переходов хладагента.

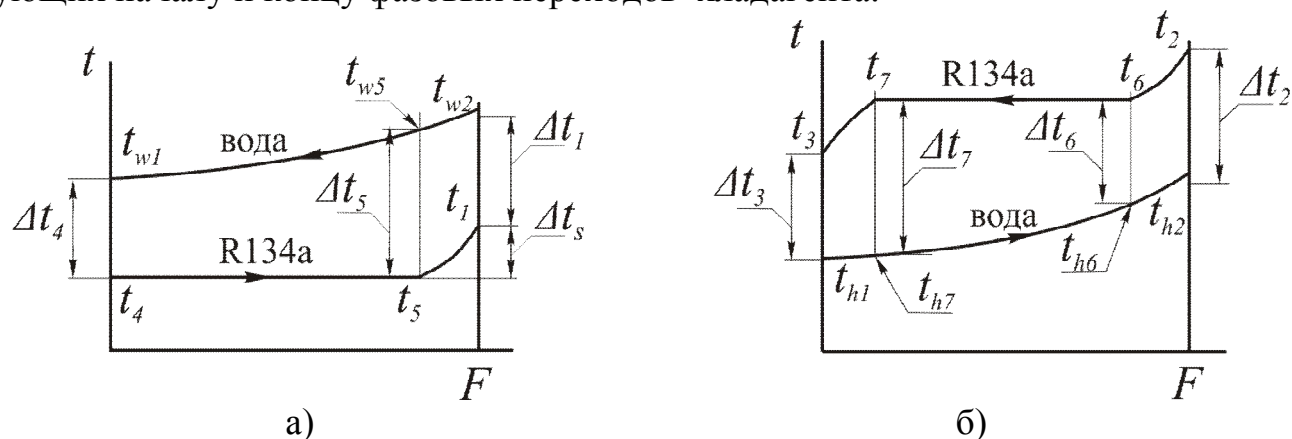


Рис. 2. Изменение температур хладагента и воды в испарителе (а) и конденсаторе (б) теплового насоса

Чем большее сближение этих графиков, тем выше эффективность теплового насоса. Полное сближение требует неограниченного возрастания площади поверхности теплообмена аппаратов и потому практически неосуществимо. В реальных установках возможно лишь достичь некоторого малого сближения на конечную величину Δt_{\min} , определяемую экономической целесообразностью. С учетом этого фактора система ограничений на температурный режим испарителя и конденсатора теплового насоса будет иметь вид:

$$\Delta t_1 = t_{w2} - t_1 \geq \Delta t_{1\min}, \quad (1)$$

$$\Delta t_2 = t_2 - t_{h2} \geq \Delta t_{2\min}, \quad (2)$$

$$\Delta t_3 = t_3 - t_{h1} \geq \Delta t_{3\min}, \quad (3)$$

$$\Delta t_4 = t_{w1} - t_4 \geq \Delta t_{4\min}, \quad (4)$$

$$\Delta t_5 = t_{w5} - t_5 \geq \Delta t_{5\min}, \quad (5)$$

$$\Delta t_6 = t_6 - t_{h6} \geq \Delta t_{6\min}, \quad (6)$$

$$\Delta t_7 = t_7 - t_{h7} \geq \Delta t_{7\min}, \quad (7)$$

где $t_1, t_2, t_3, t_4, t_6, t_7$ – температура хладагента в точках 1 – 7 цикла; $\Delta t_1, \Delta t_2, \Delta t_3, \Delta t_4, \Delta t_6, \Delta t_7$ – температурные напоры в сечениях аппаратов, в которых состояние хладагента определяется точками 1 – 7 цикла; $\Delta t_{1\min}, \Delta t_{2\min}, \Delta t_{3\min}, \Delta t_{4\min}, \Delta t_{6\min}, \Delta t_{7\min}$ – заданные минимальные температурные напоры в сечениях аппаратов, в которых состояние хладагента определяется точками 1 – 7 цикла; t_{h1}, t_{h2} – соответственно температура воды системы горячего водоснабжения на входе и выходе конденсатора теплового насоса; t_{h6} – температура нагреваемой воды в сечении конденсатора, в котором температура воды в сечениях конденсатора, в которых начинается и заканчивается процесс конденсации хладагента; t_{w5} – температура воды в сечении испарителя, в котором хладагент находится в состоянии сухого насыщенного пара.

В соответствии с уравнениями теплового баланса отдельных участков теплообмена и теплообменных аппаратов (испарителя и конденсатора) в целом:

$$t_{w5} = t_{w2} - (t_{w2} - t_{w1}) \frac{i_1 - i_5}{i_1 - i_4}, \quad (8)$$

$$t_{h6} = t_{h2} - (t_{h2} - t_{h1}) \frac{i_2 - i_6}{i_2 - i_3}, \quad (9)$$

$$t_{h7} = t_{h2} - (t_{h2} - t_{h1}) \frac{i_2 - i_7}{i_2 - i_3}, \quad (10)$$

где i_1, i_2, \dots, i_7 – энтальпия хладагента в точках 1 – 7 цикла.

Расчет цикла производим аналитически, с помощью компьютерной программы расчета свойств рабочих тел REFPROP Version 6.0 в среде разработки MATLAB R2009b [3].

Для определения экономической эффективности теплонасосной утилизации тепла турбокомпрессорной установки проведено исследование зависимости стоимости выработки 1 м^3 сжатого воздуха по теплонасосной технологии $c_{\text{ТН}}$ и прибыль Π от реализации теплонасосной технологии утилизации тепла от

температуры охлаждающей воды.

Прибыль Π от реализации теплонасосной технологии утилизации тепла определялась разностью стоимостей годовой выработки воздуха по обычной технологии и технологии с теплонасосной утилизацией тепла.

$$\Pi = (c_{CT} - c_{TH})V_{год}, \quad (11)$$

где c_{CT} и c_{TH} – стоимость выработки 1 м^3 сжатого воздуха по обычной технологии и по технологии с теплонасосной утилизацией тепла, грн/ м^3 , где $V_{год}$ – количество вырабатываемого сжатого воздуха при температуре охлаждающей воды 20°C , $\text{м}^3/\text{год}$.

При определении стоимости выработки 1 м^3 сжатого воздуха учитывались только те элементы затрат, которые зависят от температурного режима контура охлаждающей воды, т.е. стоимость электроэнергии, потребляемой приводами турбокомпрессора $C_{эл.тк}$ и теплового насоса, $C_{эл.тн}$ стоимость вырабатываемого тепла C_T , а также амортизационные отчисления по теплонасосной установке $C_{ам.тн}$ в связи с реконструкцией системы охлаждения турбокомпрессора. В соответствии с этим, стоимость выработки 1 м^3 сжатого воздуха по обычной и теплонасосной технологии:

$$c_{TH} = \frac{C_{эксл.тк} + C_{эксл.тн} - C_T}{V_{год}} \quad (12)$$

$$c_{CT} = \frac{C_{эксл.тк}}{V_{год}} \quad (13)$$

где $C_{эксл.тк}$ – эксплуатационные затраты по турбокомпрессору, грн/год; $C_{эксл.тн}$ – эксплуатационные затраты по теплому насосу, грн/год;

$$C_{эксл.тк} = C_{эл.тк} + C_{эксл.тк}; \quad (14)$$

$$C_{эксл.тн} = C_{эл.тн} + C_{эксл.тн}; \quad (15)$$

где $C_{эл.тк}$, $C_{эл.тн}$ – соответственно затраты на привод электродвигателя турбокомпрессора и компрессора теплового насоса, грн/год; $C_{эксл.тн}$, $C_{эксл.тк}$ – соответственно эксплуатационные затраты по дополнительному теплому насосу и турбокомпрессору, грн/год;

Для нахождения c_{TH} и прибыли Π от реализации теплонасосной технологии утилизации тепла необходимо определить рациональную продолжительность работы теплового насоса в течение суток.

Исследование вопроса о рациональной продолжительности работы тепло-

вого насоса в течение суток было проведено для режима установки, соответствующего температуре охлаждающей воды $t_{w1} = 20^\circ\text{C}$ при следующих исходных данных: стоимость потребляемой электроэнергии по трехзонному временному тарифу: при работе в льготный (ночной) период (продолжительностью 7 часов) – 0,25697 грн/кВт·ч, в полупиковый период (10 часов) – 0,74888 грн/кВт·ч, в пиковый период (7 часов) – 1,23346 грн/кВт·ч. Стоимость тепла была принята равной 400 грн/Гкал.

Результаты исследований.

По результатам расчетов на рис. 3 построены графики зависимостей стоимости электроэнергии, потребляемой приводами турбокомпрессора $C_{\text{эл.тк}}$ и теплового насоса, $C_{\text{эл.тн}}$ стоимости вырабатываемого тепла $C_{\text{т}}$, амортизационные отчисления по теплонасосной установке $C_{\text{ам.тн}}$ и получаемой прибыли Π от числа часов τ работы теплового насоса в течение суток. Первый 7-часовой участок графиков соответствует периоду действия льготного тарифа. Второй участок продолжительностью 10 ч соответствует тарифу оплаты за потребление электроэнергии в полупиковый период, а третий (продолжительностью 7 ч) – тарифу оплаты в пиковый период загрузки электросети.

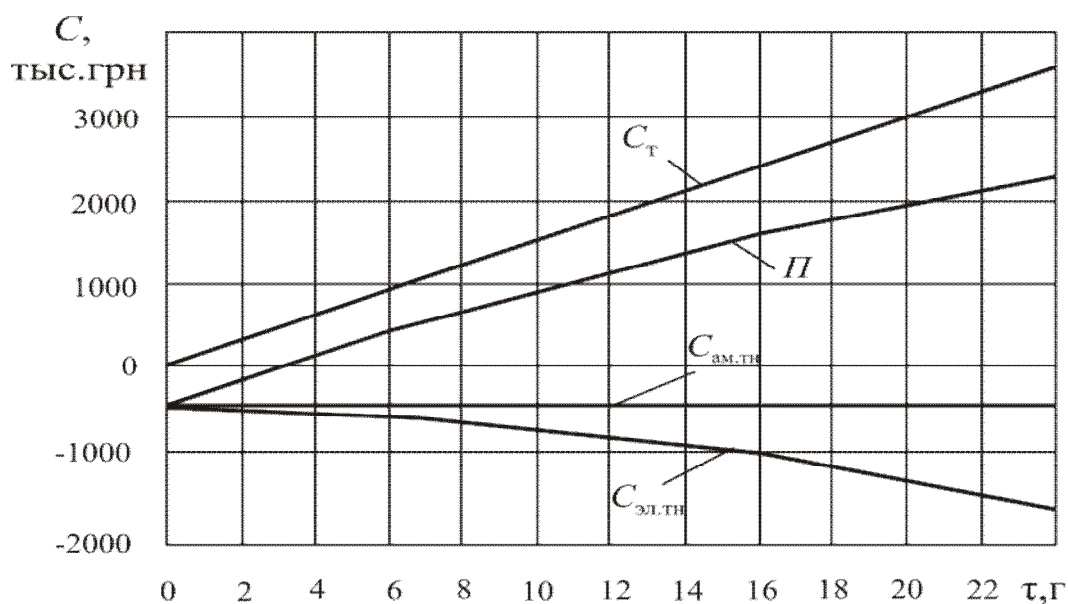


Рис. 3. Зависимости стоимостных показателей теплонасосной утилизации тепла от τ

Из рис. 3 видно, что, несмотря на значительную разницу в тарифах за потребленную электроэнергию в льготный и пиковый периоды, с увеличением продолжительности работы теплового насоса прибыль, получаемая от реализации выработанного тепла, возрастает и достигает наибольшего значения при круглосуточной работе теплового насоса. Поэтому круглосуточный режим работы теплового насоса следует признать наиболее рациональным.

Влияние температуры охлаждающей воды t_{w1} на экономические показа-

тели работы системы ТК–ТН показано на рис. 4. При определении экономических показателей режим работы теплового насоса принимался круглосуточным.

Из рис. 4 следует, что при увеличении температуры охлаждающей воды в диапазоне от 10 до 40°C прибыль от применения теплонасосной системы охлаждения турбокомпрессоров монотонно возрастает, а стоимость выработки 1 м³ сжатого воздуха становится минимальной при температуре 32,5...33,5°C.

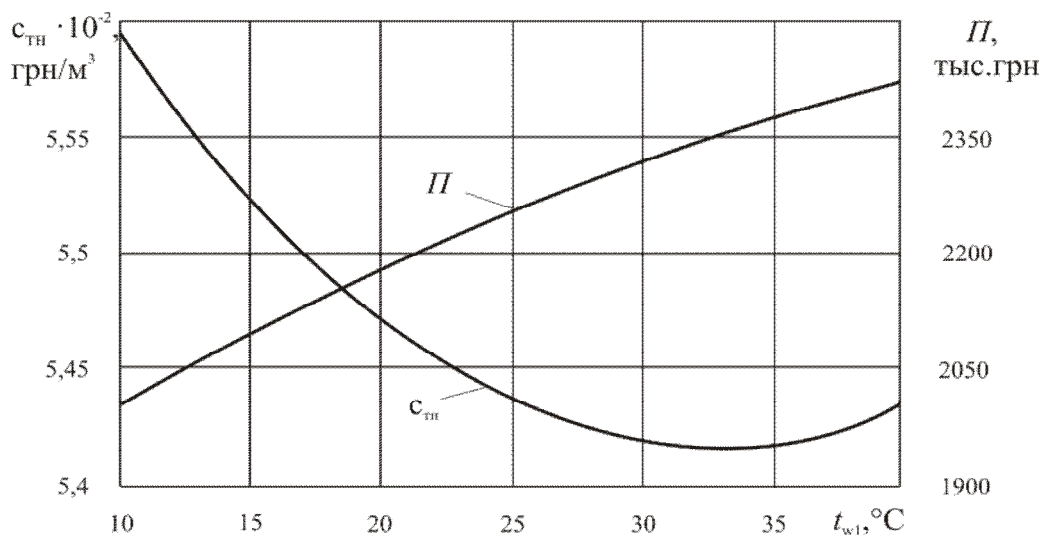


Рис. 4. Зависимость прибыли P и стоимости выработки 1 м³ сжатого воздуха $c_{\text{тн}}$ от t_{w1}

Выводы. Если при теплонасосной системе охлаждения турбокомпрессоров сжатый воздух и тепло в виде горячей воды рассматривать как равноправные продукты, то оптимальные значения температуры охлаждающей воды на входе в воздухоохладители будут составлять 32,5–33,5°C. Прибыль от использования теплонасосной технологии в этом случае составит около 2,35 млн. грн/год, а срок окупаемости капитальных затрат на ее реализацию – 3,8 года.

При данной технологии контур циркуляции охлаждающей воды является замкнутым. Это обеспечивает отсутствие образования накипи на поверхностях теплообменных трубок и приводит к существенному увеличению сроков межремонтного обслуживания и снижению затрат на ремонт воздухоохладителей. Кроме того, утилизация бросового тепла компрессорных установок будет способствовать уменьшению вредных выбросов при сжигании топлива в котельных установках и снижению теплового загрязнения окружающей среды.

Список литературы

1. Рис В.Ф. Центробежные компрессорные машины. – 3-е изд. – Л. : Машиностроение, 1981. – 351 с.
2. Системы охлаждения компрессорных установок / Я.А. Берман, О.Н. Маньковский, Ю.Н. Марр, А.П. Рафалович. – Л. : Машиностроение, 1984. – 228 с.
3. REFPROP Version 7.0, NIST Standard Reference Database 23, 2002.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Кириченко Є.О.
Надійшла до редакції 25.05.13

НОВЫЕ ДАННЫЕ О РАСПРЕДЕЛЕНИИ ТОКСИЧНЫХ И ПОТЕНЦИАЛЬНО ТОКСИЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В УГЛЕ ПЛАСТА С₆^H ШАХТЫ «ТЕРНОВСКАЯ» ПАВЛОГРАД-ПЕТРОПАВЛОВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА

Рассмотрены особенности распределения токсичных и потенциально токсичных элементов в угольном пласте с₆^H поля шахты Терновская.

Розглянуто особливості розподілу токсичних та потенційно токсичних елементів у вугільному пласті с₆^H поля шахти Тернівська.

The features of the distribution of toxic and potentially toxic elements in the coal mine Ternovskaya с₆^H field.

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 содержания 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 токсичных и потенциально токсичных элементов в углях пласта с₆^H шахты Терновской Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района ранее не выполнялось.

Цель работы: установить закономерности в распределении токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пласта с₆^H, одного из основных рабочих пластов поля шахты «Терновская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь».

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи: установить характеристики распределения основных технологических показателей угля и токсичных и потенциально токсичных элементов; выявить пространственные закономерности в распределении изучаемых элементов; определить состав геохимических ассоциаций токсичных и потенциально токсичных элементов и их связь с органической и минеральной составляющей угля; рассчитать уравнения регрессии между токсичными и потенциально токсичными элементами и технологическими показателями угля.

Изложение. 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 заключа-

лась 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 Hg. Первая аномалия содержания ртути (рис. 1) расположена в центральной части шахтного поля с максимумом концентрации в скважине №2606 с содержанием Hg 3,7 г/т, ограничена скважинами №1426, №2588, №1402, №909. Она расположена на участке ортогонального пересечения серии разломов северо-западного и юго-западного простирания. Градиент изменчивости содержания Hg в широтном направлении составляет 0,0043 г/м, в меридиональном – 0,0054 г/м.

Вторая аномалия расположена в северо-восточной части шахтного поля, ограничена скважинами №2678, №6213, №5863, №909. В ее пределах максимальная концентрация отмечена в скважине №6217, в которой содержание Hg составляет 3,4 г/т. С северо-востока аномалия примыкает к границе шахтного

поля. Для аномалии установлены следующие градиенты изменения содержания: в широтном направлении $-0,0031$ г/м, в меридиональном $-0,0035$ г/м.

Карта тренда концентрации ртути на рис. 2 показывает пространственное увеличение содержания ртути в угле пласта c_6^H в северо-восточном направлении. Вариации содержания ртути по шахтному полю составляет от 0,04 до 3,7 г/т.

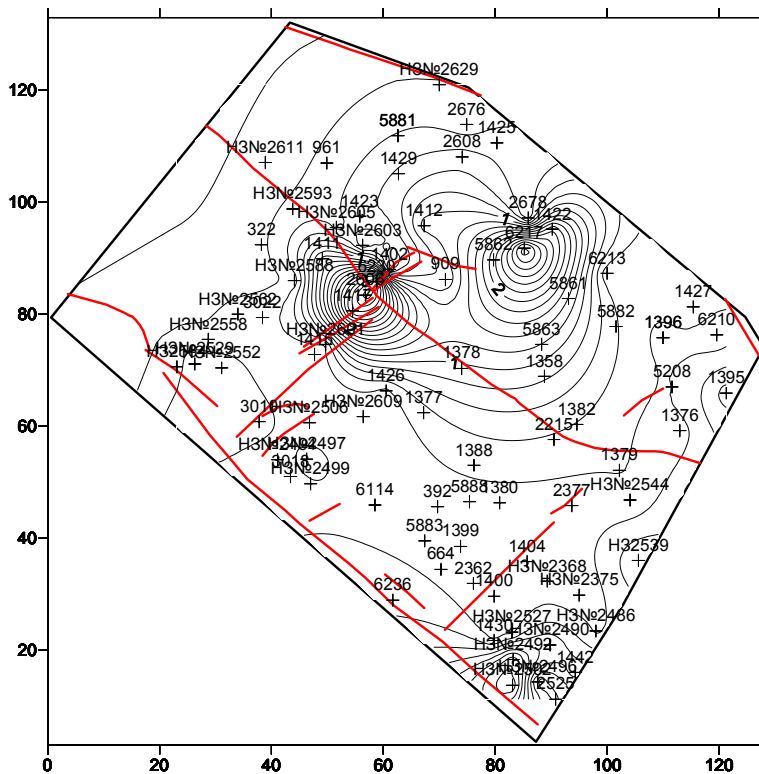


Рис.1. Карта изоконцентрат Hg в угле пласта c_6^H

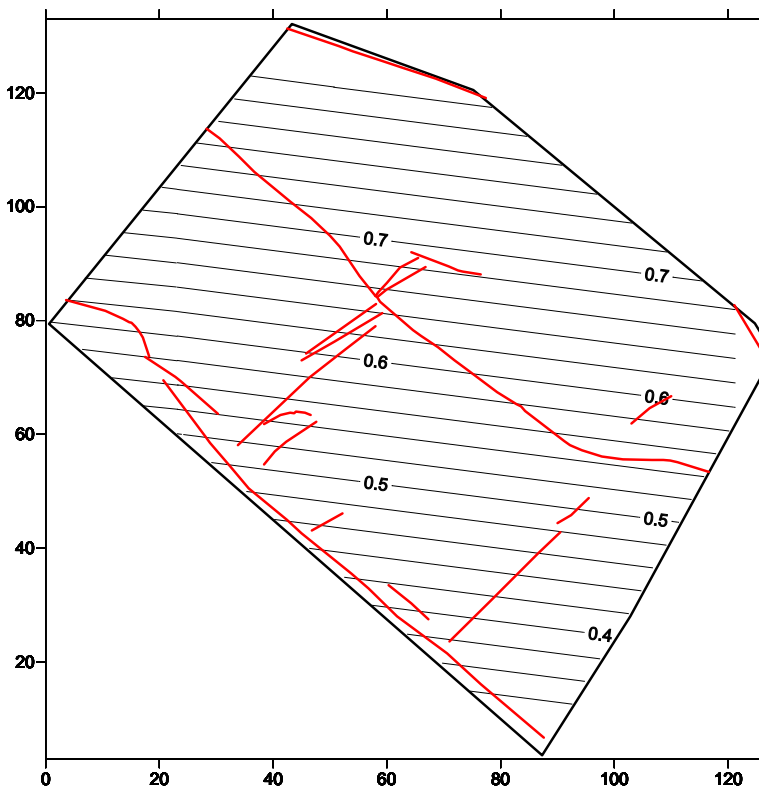


Рис.2. Карта тренда изоконцентрат Hg в угле пласта c_6^H

В целом установлено, что ртуть образует геохимическую ассоциацию с мышьяком (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,78), бериллием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,56), марганцем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,57). Линейные уравнения регрессии, характеризующие связи ртути с входящими в ассоциацию элементами, а также с основными технологическими показателями:

$$\text{Hg} = -0,621 + 0,012 \times \text{As}; \quad \text{Hg} = -0,429 + 0,235 \times \text{Be}; \quad \text{Hg} = -0,397 + 0,0167 \times \text{Mn};$$

$$\text{Hg} = -0,346 + 0,105 \times \text{A}^{\text{d}}; \quad \text{Hg} = -0,371 + 0,395 \times \text{S}_{\text{общ.}}$$

Закономерности изменения содержания As. В пределах шахтного поля можно выделить две значительные аномалии (Рис. 3). Первая положительная аномалия содержания мышьяка находится в центральной части пласта, в ее области максимальное содержание отмечено по пробе из скважины №6230 - As 280 г/т. Аномалия ограничена скважинами №1426, №2588, №1402, №909 и расположена на участке ортогонального пересечения серии разломов северо-восточного и юго-западного простирания. Градиент изменчивости содержания As в широтном направлении составляет 0,4 г/м, в меридиональном – 0,2 г/м.

Вторая аномалия расположена в северо-восточной части шахтного поля, ограничена скважинами №2678, №6213, №5863, №5862. Максимального значения концентрация As достигает в скважине №6217, где она составляет 230,6 г/т. С северо-востока аномалия непосредственно примыкает к границе шахтного поля. Для нее установлены следующие градиенты изменения содержания: в широтном направлении -0,1846 г/м, в меридиональном – 0,1333 г/м.

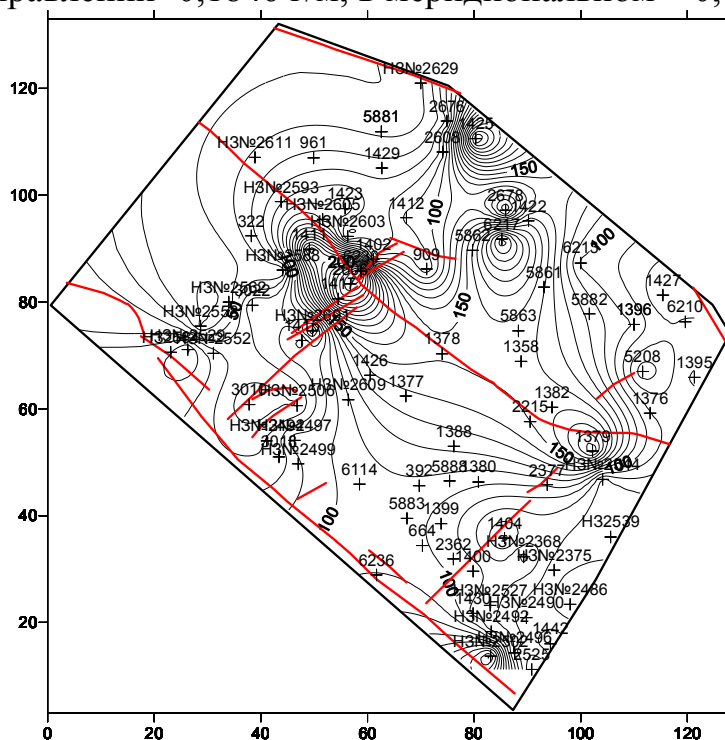


Рис.3. Карта изоконцентрат As в угле пласта c_6^H

С помощью корреляционного анализа установлено, что мышьяк образует геохимическую ассоциацию с ртутью (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,78), бериллием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,49), марганцем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,49). Линейные уравнения регрессии, характеризующие связи мышьяка с входящими в ассо-

циацию элементами, а также с основными технологическими показателями угля:

$$\begin{aligned}As &= 71,564 + 50,906 \times Hg; \quad As = 43,568 + 13,443 \times Be; \quad As = 45,957 + 0,943 \times Mn; \\As &= 49,2556 + 5,8977 \times Ad; \quad As = 7,1720 + 39,0052 \times S_{\text{общ}}.\end{aligned}$$

Закономерности изменения содержания Be. Построенная карта (Рис. 4) распределения содержаний Be характеризуется наличием двух значительных аномалий концентраций этого элемента на фоне значительной общей изменчивости. Первая положительная аномалия содержания бериллия расположена в северной части шахтного поля с максимумом в пробе по скважине №1411 с содержанием Be 8,9 г/т, ограничена скважинами №322, НЗ №2593, №2603. Пространственно она связана с разломом северо-западного простирания. Градиент изменчивости в пределах данной аномалии содержания Be в широтном направлении равен 0,0146 г/м, в меридиональном – 0,001 г/м.

Вторая аномалия расположена в южной части шахтного поля, с юго-западной стороны примыкает к границе шахтного поля, ограничена скважинами НЗ №2527, №2490, №2525. В ней максимальная концентрация отмечена в пробе отобранной из керна скважины НЗ №2502, в которой содержание Be составляет 10,5 г/т. Аномалия характеризуется градиентами изменения концентрации: в широтном направлении 0,0167 г/м, в меридиональном – 0,0133 г/м. Величина изменения содержания бериллия по шахтному полю составляет от 1,6 до 10,5 г/т.

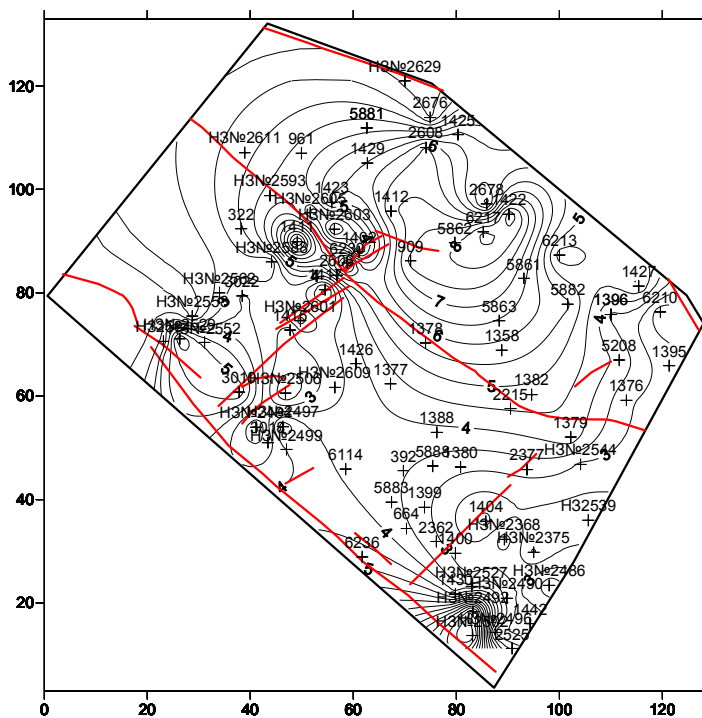


Рис.4. Карта изоконцентрат Be в угле пласта c_6^H

Результаты корреляционного анализа позволяют утверждать, что в пределах шахтного поля по пласту c_6^H бериллий образует геохимическую ассоциацию в углях с ртутью (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,56), мышьяком (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,49), фтором (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,89), марганцем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,98).

Ниже приведены рассчитанные уравнения регрессии, характеризующие связи бериллия с входящими в ассоциацию элементами, а также с основными технологическими показателями углей:

$$\text{Be} = 3,494 + 1,327 \times \text{Hg}; \text{Be} = 2,478 + 0,018 \times \text{As}; \text{Be} = 0,411 + 0,049 \times \text{F}$$

$$\text{Be} = 0,257 + 0,069 \times \text{Mn}; \text{Be} = 0,845 + 0,391 \times \text{Ad}; \text{Be} = 2,065 + 0,916 \times \text{S}_{\text{общ}}$$

Закономерности изменения содержания F. Анализ карты изоконцентрат этого элемента (Рис. 5) позволяет выделить две основные аномалии.

Первая положительная аномалия содержания фтора находится в центральной части шахтного поля и достигает максимума в пластопересечении скважиной №1411 – с содержанием в пробе F 166 г/т. Аномалия ограничена скважинами №322, НЗ №2605, №1417, НЗ №2588 и с северо-восточной стороны примыкает к разлому. Градиент изменчивости содержания F в широтном направлении составляет 0,32 г/м, в меридиональном – 0,2133 г/м.

Вторая аномалия расположена в южной части шахтного поля, ограничена скважинами НЗ №2527, НЗ №2490, №2525, с юго-запада аномалия граничит с границами горного отвода шахтного поля. Максимальное значение на площади аномалии обусловлено результатами опробования керна по пластопересечению скважины №2502 с содержанием F 188 г/т. Аномалия характеризуется следующими градиентами изменения концентрации F: в широтном направлении – 0,3077 г/м, в меридиональном – 0,2476 г/м.

Величина изменения содержания фтора в углях пласта по шахтному полю составляет от 29 до 188 г/т.

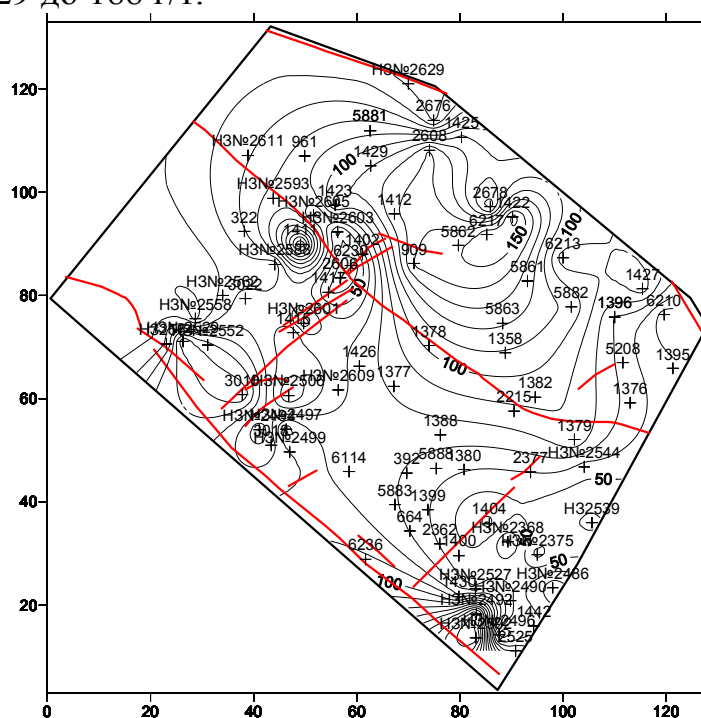


Рис.5. Карта изоконцентрат F в угле пласта с₆^H

Установлено, что фтор образует геохимическую ассоциацию с бериллием (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,89), марганцем (значимый коэффициент корреляции Пирсона 0,88).

Линейные уравнения регрессии, характеризующие связи фтора с входящими в ассоциацию элементами, а также с основными технологическими показателями:

$$F = 9,455 + 16,175 \times \text{Ve}; F = 13,741 + 1,109 \times \text{Mn}$$

$$F = 22,505 + 6,386 \times \text{Ad}; F = 52,269 + 10,884 \times S_{\text{общ.}}$$

В работе использованы результаты 26 фракционных анализов угля пласта c_6^H поля шахты «Терновская». В дальнейшем каждая из фракций была подвергнута количественному спектральному анализу в лаборатории КП «Южукргеология». В табл. 1 приведены результаты фракционного анализа углей и преимущественного накопления исследуемых элементов во фракциях разной плотности.

Таблица 1

Be, F	V, Pb, Cr, Ni	Co	Mn	Hg, As
<1,3 т/м ³	1,3 – 1,4 т/м ³	1,4 – 1,5 т/м ³	1,5 – 1,6 т/м ³	>1,6 т/м ³

Анализ данных, приведенных в табл. 1 позволяет установить следующий ряд сродства токсичных и потенциально токсичных элементов с органической частью угля:

$$\text{Be, F, V, Pb, Cr, Ni} > \text{Co} > \text{Mn, Hg, As}$$

Таким образом, установлено, что в органической части угля концентрируется преобладающее количество Be, F, V, Pb, Cr и Ni, в минеральной составляющей - Mn, Hg и As, а кобальт – распределен равномерно между органической и минеральной частями.

В таблице 2 приведены рассчитанные по 94 пробам средние значения содержания токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пласта c_6^H шахты «Терновская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», данные о их ПДК [3] и средних концентрациях в угле пластов Павлоград-Петропавловского района и Донбасса [4].

Таблица 2

Токсичные и потенциально токсичные элементы	ПДК в углях, г/т	Средние содержания в угле пласта c_6^H по шахте, г/т	Средние содержания в угле пластов Павлоград-Петропавловского района, г/т	Средние содержания в угле пластов Донецкого бассейна
Hg	1	0,57±0,01	0,29±0,01	0,27±0,01
As	300	100,7±0,6	18,0±1,6	65,5±0,6
Be	50	4,26±0,03	3,00±0,03	3,91±0,03
F	500	78,3±1,1	29,8±1,2	36,8±1,1
Mn	1000	58±2,5	93±2	252±2,5
Pb	50	6,9±0,1	9,6±0,	10,9±0,1
Ni	100	15,9±0,4	20,1±0,4	19,5±0,4
V	100	22,2±0,1	15,4±0,2	31,1±0,1
Cr	100	16,7±0,3	18,5±0,9	20,6±0,3
Co	100	6,9±0,1	6,0±0,1	8,1±0,1

Выводы. Полученные в процессе исследований по теме реферата результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Установлен ряд родства токсичных и потенциально токсичных элементов к органическому веществу углей:

Be, F, V, Pb, Cr, Ni > Co > Mn, Hg, As.

2. Аномально высокие содержания зольности, серы общей, Hg, As, Mn, и ряд аномалий Co пространственно приурочены к участкам разрывных тектонических нарушений и генетически связаны с минерализацией трещиноватых зон. Накопление в угле пласта основной части этих элементов, соединений серы и минеральных компонентов происходило после формирования угленосных отложений, в результате процессов эпигенеза.

3. Все аномально высокие концентрации Be, F, Pb, Ni, Cr, V и часть аномалий Co пространственно приурочены к участкам уменьшения мощности угольного пласта, что объясняется обогащением этими элементами приконтактных участков пласта мощностью 15 – 20 см. Накопление основной части этих элементов происходило на этапе формирования палеоторфяника.

4. Средние концентрации Hg, As, Be, F, V и Co в угле пласта с₆^н превышают установленные ранее [4] их средние значения в углях Павлоград-Петропавловского района, а средние содержания Hg, As, Be и F выше их средних концентраций в углях Донбасса. Все средние содержания исследованных элементов ниже ПДК и только рядовые содержания Hg в пределах выявленных аномальных зон превышают ПДК.

Основное **научное значение** полученных результатов заключается в установлении ряда родства токсичных и потенциально токсичных элементов с органическим веществом угля, состава их геохимических ассоциаций и расчете средних содержаний этих элементов в углях пласта с₆^н шахты «Терновская».

Практическое значение полученных результатов состоит в построении карт изоконцентрат токсичных и потенциально токсичных элементов, установлении пространственного положения аномально высокого их содержания и расчете уравнений регрессии, позволяющих прогнозировать содержания этих элементов в угле пласта.

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.г.-м.н. Нагорним Ю.М.
Надійшла до редакції 14.02.13*

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕДКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В ПОРОДАХ СНЕЖНЯНСКОЙ ПЛОЩАДИ

В статье рассмотрены геохимические особенности распределения редких элементов в породах Снежнянской площади. Рассмотрены коэффициенты концентрации элементов, их геохимические ассоциации по типам пород.

У статті розглянуті геохімічні особливості розподілу рідких елементів в породах Сніжнянської площі. Розглянуто коефіцієнти концентрації елементів, їх геохімічні асоціації за типами порід.

The article describes the geochemical features of the distribution of trace elements in rocks Snezhnoye area. Consider the coefficient of concentration of elements and their geochemical association by type of rock.

Вступление. Одним из путей рационального использования угольных месторождений является извлечение из углей, вмещающих пород и отходов добычи угля редких элементов. В настоящее время редкометальный потенциал углей почти не востребован и в промышленных масштабах извлекается лишь германий и золото. Разработаны технологии извлечения галлия, скандия, урана, иттрия, редкоземельных и некоторых других металлов. Практическая реализация комплексной переработки углей, обогащенных редкими элементами ограничена недостаточной изученностью содержания редких элементов в углях и углевмещающих породах.

Последние достижения. Ранее особенности распределения редких элементов в породах Снежнянской площади исследовались весьма ограничено, т.к. данная площадь, по результатам ранее проведенных геологоразведочных работ, отнесена к резервной для продления срока службы действующих (на момент разведки) шахт п.о. «Торезантрацит». Основанием для этого послужила низкая угленосность площади.

Формулирование целей. В данной работе основными задачами изучения геохимии углевмещающих пород являлась: оценка перспективности поисков металлических полезных ископаемых на Снежнянской площади и установление геохимических особенностей пород свит C_1^4 , C_2^0 , C_2^1 , C_2^2 .

Изложение. Для изучения геохимических характеристик пород Снежнянской площади было изучено 4767 литохимических проб. Средний интервал опробования составил 4.3 м.

Пробы, отобранные на Снежнянской площади, подвергались следующим методам лабораторных исследований:

- спектральному полуколичественному анализу;
- спектральному количественному анализу на фтор;
- атомно-абсорбционному анализу на ртуть.

Коэффициент концентрации (КК) определяется отношением фактического содержания определяемого вещества в породе (C_i), мг/кг к региональному фоновому ($C_{\text{фи}}$):

$$KK = C_i / C_{fi} \quad (1)$$

Снежнянская площадь расположена в пределах восточной части Чистяково-Снежнянской синклинали и северных крыльев Амвросиевского купола и Марьинской антиклинали южной антиклинали Донбасса.

По данным углепетрографических исследований антрациты пластов исследуемой площади относятся к 12А – 13А.

Свита C_1^4 – угольных пластов рабочей мощности не установлено. Характерной чертой отложений является отсутствие выдержанных слоев известняков по причине фациального замещения на площади к востоку от Амвросиевского купола. Разрез свиты представлен серыми и темно-серыми сланцами глинистыми и песчаными, местами переслоенными песчаником. Сланцы глинистые слоистые, гидрослюдистого состава. Алевритовый материал (7 – 15%) представлен угловатыми зернами кварца, чешуйками слюды, обломками полевых шпатов кремнистых пород. Сланцы пропитаны карбонатом (до 25%).

Свита C_2^0 – угленосность свиты составляет 0.4% от ее мощности. В свите 10 угольных пластов и прослоев, мощность которых изменяется от первых сантиметров до 5.3 м. Сланцы глинистые с алевритовой примесью, гидрослюдистого состава, местами карбонатизированные.

Свита C_2^1 – коэффициент угленосности составляет 0.3% от ее мощности. Установлено 7 угольных пластов невыдержанных по мощности и площади. Разрез свиты представлен серыми и темно-серыми сланцами глинистыми и песчаными, ритмично переслоенными разномерными песчаниками.

Свита C_2^2 – имеет наибольшую угленосность, которая составляет 0.5% ее мощности. В отложениях свиты установлено 12 угольных пластов и прослоев, из которых достигают рабочей мощности или имеют распространение на всей площади пласты g_3^1 , g_3 , g_2^B и g_2^H .

В пределах Снежнянской площади интрузивные образования в виде даек мончикитов наблюдаются в районе Амвросиевского купола и в средней части площади, приуроченной к сбросу Безымянный. Южнее Снежнянской площади обнаружено 600 аномалий, обусловленных интрузивными образованиями. По составу соответствуют камптонитам, мончикитам, порфиритам. Простираются даек северо-восточное, мощность до 3 м.

Сравнение средних содержаний элементов с (КК) показало, что все типы вмещающих пород нижнего и среднего карбона значительно обогащены никелем (16.5 - 28.5), кобальтом (40 - 130), ниобием (15.6 - 190), медью (4.8 - 32) и оловом (1.2 - 89). Меньшие коэффициенты концентрации отмечены у свинца (2.3 - 5.14), ванадия (1.5 - 5.8), вольфрама (1.2 - 3.3), хрома (2.1 - 6.45), германия (1.5 - 5.5), лития (1 - 8.4), марганца (1.2 - 5.1), цинка (2.7 - 8), скандия (1.2 - 8.8).

Содержания галлия, иттербия, лантана для песчаников, сланцев глинистых и песчаных ниже кларков для этих пород. Содержание этих же элементов в известняках всех свит площади выше кларка.

Распределение иттрия во всех типах пород характеризуется сравнительным рассеянием.

Существенных отличий в распределении химических элементов по свитам нижнего карбона не установлено.

Характеристика КК редких элементов в породах свит C_1^4 , C_2^0 , C_2^1 , C_2^2 :

Свита C_1^4 характеризуется следующими показателями:

1. Сланец глинистый – свинец (5.14), ванадий (1.55), галлий (-), вольфрам (-), никель (-), кобальт (53.33), ниобий (-), олово (-), литий (-), медь (-), иттербий (-), барий (-), иттрий (-), лантан (-), марганец (1.92), цинк (-), скандий (-), серебро (-).

2. Сланей песчаный - свинец (3.71), ванадий (5.45), галлий (0.92), вольфрам (2.50), никель (27.50), кобальт (66.67), ниобий (18.89-170.0), олово (6.89-62.0), литий (2.13), медь (32.00), иттербий (0.67), барий (3.33-30.00), иттрий (0.37), лантан (0.60), марганец (1.77), цинк (7.12), скандий (8.10), серебро (0.29-2.60).

3. Песчаник - свинец (4.14), ванадий (4.60), галлий (0.92), вольфрам (3.12), никель (22.0), кобальт (73.33), ниобий (21.11-190.0), олово (7.78-70.00), литий (2.20), медь (27.00), иттербий (0.62), барий (-), иттрий (0.33), лантан (0.47), марганец (1.20), цинк (6.75), скандий (5.40), серебро (0.31-2.80).

Свита C_2^0 :

1. Известняк - свинец (2.33), ванадий (3.10), галлий (1.50), вольфрам (-), никель (18.50), кобальт (110.0), ниобий (-), олово (1.00-1.22), литий (2.40), медь (5.50), иттербий (4.60), барий (2.78-25.00), иттрий (0.33), лантан (1.78-16.00), марганец (2.80), цинк (3.50), скандий (5.00), серебро (0.26-2.30).

2. Сланец глинистый – свинец (3.71), ванадий (5.80), галлий (0.83), вольфрам (-), никель (27.50), кобальт (63.33), ниобий (17.78-160.0), олово (6.44-58.0), литий (2.07), медь (31.00), иттербий (0.62), барий (3.56-32.00), иттрий (0.30), лантан (0.43), марганец (1.55), цинк (7.31), скандий (7.00), серебро (0.27-2.40).

3. Сланец песчаный – свинец (3.71), ванадий (5.45), галлий (0.83), вольфрам (1.87), никель (28.50), кобальт (63.33), ниобий (18.89-170.0), олово (6.44-58.0), литий (2.00), медь (31.00), иттербий (0.60), барий (2.89-26.00), иттрий (0.30), лантан (0.43), марганец (1.72), цинк (7.56), скандий (2.3), серебро (0.27-2.40).

4. Песчаник - свинец (2.57), ванадий (4.10), галлий (0.67), вольфрам (-), никель (22.0), кобальт (50.00), ниобий (17.78-160.0), олово (4.78-43.00), литий (1.60), медь (26.00), иттербий (0.60), барий (3.00-27.00), иттрий (0.30), лантан (0.40), марганец (1.80), цинк (5.69), скандий (6.4), серебро (0.24-2.20).

Свита C_2^1 :

1. Известняк - свинец (2.77), ванадий (3.00), галлий (1.75), вольфрам (-), никель (17.50), кобальт (130.0), ниобий (-), олово (2.89-26.00), литий (3.20), медь (4.75), иттербий (4.20), барий (26.0), иттрий (-), лантан (1.33-12.00), марганец (5.12), цинк (3.15), скандий (1.20), серебро (0.22-2.00).

2. Сланец глинистый – свинец (3.71), ванадий (2.50), галлий (0.83), вольфрам (-), никель (23.00), кобальт (56.67), ниобий (15.56-140.0), олово (5.76-51.00), литий (1.47), медь (30.00), иттербий (0.55), барий (3.00-27.00), иттрий

(0.25), лантан (0.40), марганец (1.45), цинк (7.25), скандий (6.00), серебро (0.20-1.80).

3. Сланец песчаный – свинец (3.43), ванадий (5.20), галлий (0.75), вольфрам (-), никель (25.00), кобальт (60.00), ниобий (17.78-160.0), олово (6.11-55.00), литий (1.60), медь (30.00), иттербий (0.60), барий (3.00-27.00), иттрий (0.32), лантан (0.43), марганец (1.77), цинк (7.06), скандий (6.90), серебро (0.23-2.10).

4. Песчаник - свинец (3.00), ванадий (4.30), галлий (0.75), вольфрам (-), никель (20.50), кобальт (50.00), ниобий (18.89-170.0), олово (5.22-47.00), литий (1.33), медь (25.00), иттербий (0.57), барий (2.78-25.00), иттрий (0.35), лантан (0.47), марганец (2.00), цинк (5.87), скандий (8.80), серебро (0.21-1.90).

Свита С₂²:

1. Известняк - свинец (2.33), ванадий (2.40), галлий (1.50), вольфрам (1.25), никель (16.50), кобальт (110.0), ниобий (33.33), олово (3.89-35.00), литий (3.40), медь (5.25), иттербий (4.00), барий (28.0), иттрий (0.33), лантан (1.44-12.00), марганец (3.92), цинк (2.75), скандий (4.50), серебро (0.28-2.50).

2. Сланец глинистый – свинец (4.14), ванадий (4.00), галлий (0.83), вольфрам (1.25), никель (25.0), кобальт (60.00), ниобий (17.78-160.0), олово (6.33-57.00), литий (1.67), медь (31.00), иттербий (0.60), барий (3.00-27.0), иттрий (0.27), лантан (0.43), марганец (1.80), цинк (7.81), скандий (6.60), серебро (0.26-2.30).

3. Сланец песчаный – свинец (3.28), ванадий (5.35), галлий (0.83), вольфрам (1.87), никель (25.50), кобальт (63.33), ниобий (18.89-170.0), олово (9.44-85.60), литий (1.80), медь (31.00), иттербий (0.60), барий (3.11-28.0), иттрий (0.35), лантан (0.43), марганец (1.77), цинк (7.81), скандий (6.70), серебро (0.29-2.60).

4. Песчаник - свинец (2.86), ванадий (4.55), галлий (0.75), вольфрам (1.87), никель (20.50), кобальт (50.0), ниобий (20.0-180.0), олово (5.33-48.00), литий (1.20), медь (26.00), иттербий (0.55), барий (2.89-26.0), иттрий (0.35), лантан (0.50), марганец (1.90), цинк (5.81), скандий (7.20), серебро (0.24-2.20).

Установлены корреляционные связи между редкими элементами по литотипам пород (с коэффициентами корреляции более 0.5):

1. Сланцы глинистые – отмечена корреляция между редкими элементами:

а) ванадий – вольфрам – литий;

б) иттербий – лантан – иттрий;

в) свинец – цинк;

г) никель – кобальт.

2. Сланцы песчаные:

а) ванадий – вольфрам – литий – марганец - ниобий;

б) свинец – цинк;

в) серебро – галлий – олово;

г) никель – кобальт;

д) кобальт – цинк.

3. Песчаники:

а) марганец – ниобий;

б) ванадий – вольфрам – литий;

- в) цинк – медь – серебро;
- г) никель – кобальт.

4. Известняки:

- а) ванадий - вольфрам - ниобий – литий;
- б) иттербий - иттрий - лантан – скандий;
- в) барий – марганец;
- г) свинец – олово – медь – цинк;
- д) галлий – серебро;
- е) никель – кобальт.

В пределах южной части Снежнянской площади расположен участок Саур-Могильский Амвросиевского рудного поля, выделенный по данным глубинного картирования как перспективный для поисков ртути. Установлены первичные и вторичные ореолы рассеяния ртути. Выявлены вторичные ореолы рассеяния ртути с содержанием $2 \times 10^{-6} - 1 \times 10^{-5} \%$ и расположены между Ольховским и Саур-Могильским надвигами и к западу от них.

Один из первичных ореолов прослежен на участке, расположенном на северо-западе между Ольховским и Саур-Могильским надвигами и характеризуется повсеместными высокими содержаниями ртути (от 1×10^{-5} до $4 \times 10^{-3} \%$).

В этой же части площади выявлены многочисленные ореолы рассеяния свинца, ванадия, галлия, никеля, кобальта, молибдена, лития, меди, мышьяка, цинка, серебра низкой и средней интенсивности.

Для изучения закономерностей распределения ртутных аномалий подсчитывалась линейная продуктивность по пробам, в которых установлены значимые ($3 \times 10^{-6} \%$ и более) содержания ртути. В возрастном отношении максимальная продуктивность ртути приурочена к свите $C_2^0 - 73\%$ от установленной суммарной продуктивности по площади. Максимальные продуктивности в свите C_2^0 имеют сланцы песчаные – 53% установленной суммарной продуктивности по площади.

Наибольшие значения продуктивности отмечены в южной части исследуемой площади – на участке с интенсивным развитием дизъюнктивной тектоники.

Рассмотрение результатов расчетов содержаний ртути дает основание сделать вывод, что самыми высокими содержаниями ртути характеризуются песчаники – 11.2% и сланцы песчаные – 11.3% . В возрастном отношении песчаники и сланцы песчаные свиты C_2^3 , песчаники свиты C_2^3 характеризуются наибольшими значениями, соответственно 12.5% , 17.7% , 11.3%).

Полученные результаты позволяют сформулировать следующие основные выводы:

1. Установлены основные параметры распределения химических элементов в породах нижнего и среднего карбона свит $C_1^4 C_2^0, C_2^1, C_2^2, C_2^3$.
2. Выявлены аномалии целого ряда элементов: свинца, ванадия, никеля, хрома, германия, кобальта, висмута, олова, лития, меди, иттербия, бария, иттрия, цинка, скандия, серебра, ртути.
3. Содержания ртути в аномалиях превышают местный геохимический фон в $10 - 100$ раз. Такие аномальные содержания характерны для участков,

расположенных в южной части площади с интенсивным развитием дизъюнктивной тектоники.

Список литературы

1. Методика разведки угольных месторождений Донецкого бассейна. Коллектив авторов/ под ред. Ю.В. Буцик, М.: - Недра, 1972. - 340с.
2. Войткевич Г.В. Краткий справочник по геохимии/ Г.В. Войткевич, А.Е. Мирошников. - М.: Недра, 1977 - 184с.
3. Юдович Я.Э. Элементы-примеси в ископаемых углях/ Я.Э. Юдович, М.П. Кетрис, А.В. Мерц - Л.: Наука, 1985. - 239 с.
4. Юдович Я.Э. Токсичные элементы-примеси в ископаемых углях. - Екатеринбург: ИрОРАН, 2005. - 655 с.
5. Миронов К.В. Справочник геолога-угольщика/К.В. Миронов. - М.: - Недра, 1991. - 363 с.
6. Юдович Я.Э. Токсичные элементы-примеси в ископаемых углях. - Екатеринбург: ИрОРАН, 2005. - 655 с.
7. Инструкция по геохимическим методам поисков рудных месторождений. М.: -Недра.1983. – 54 с.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченко В.Ф.
Надійшла до редакції 12.05.2013 р.*

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Авраменко Сонія Хабібুলівна – к.т.н., с.н.с., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Бакутин Андрей Вадимович – аспірант Государственного ВУЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Белюшин Дмитрий Владимирович – аспірант Государственного ВУЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Бойко Елена Георгиевна к.т.н., доцент кафедри высшей математики, Севастопольский национальный технический университет

Брагинец Дмитрий Дмитриевич – младший научный сотрудник, Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины

Бубликов Андрей Викторович – к.т.н., доцент кафедри автоматизации компьютерных систем Государственного ВУЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Вавриш Наталія Григорівна – здобувач кафедри геології та розвідки родовищ корисних копалин ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Вунда Тінта Мануел – к. геол. н., інженер-геолог, гірничорудне товариство «Катока Лтд.», Ангола

Гайдай Александр Анатольевич – к.т.н., доцент кафедри подземной разработки месторождений Государственного ВУЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Галата Альона Володимирівна – к.х.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Герасіна Олександра Володимирівна – к.т.н., доцент кафедри безпеки інформації та телекомунікацій ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Головко Марина Юрійвна – студентка кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Дроздов Олексій Вікторович – студент ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Зберовський Олександр Владиславович – д.т.н., професор, завідувач кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Ишков Валерий Валериевич – к.г.-м.н., зав. каф. минералогии и петрографии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Кагадій Тетяна Станиславівна – д. ф.-м.н., професор кафедри вищої математики ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Кирия Руслан Виссарионович – к.т.н., старший научный сотрудник Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск

Коваленко Ернест Дмитрович – студент групи РР-08-2с ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Котенко Юлія Миколаївна – аспірантка кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Кустов Владимир Васильевич – директор Докучаевского горного техникума

Куцевол Марина Леонідівна – к. геол. н., доцент кафедри мінералогії та петрографії ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Лазников Александр Михайлович – генеральний директор філіала Вольногорський ГМК ЧАО «Крымский ТИТАН», г. Вольногорск.

Левченко Павел Владимирович – аспірант, Інститут геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України

Максютенко Валерий Юрьевич – к.т.н., старший науковий співробітник, Інститут геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України

Молчанов Александр Іванович – начальник вимірювальної лабораторії ООО «Центр радіоекологічного моніторингу», м. Жовті Води

Надутый Владимир Петрович – д.т.н., професор, зав. Відділом механіки машин і процесів переробки мінерального сиров'язи ІГТМ НАНУ

Нікітенко Ігор Святославович – к. геол. н., доцент кафедри загальної та структурної геології ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Нікішенко Олексій Миколайович – магістр, аспірант Севастопольський національний університет

Обжерин Юрий Евгеньевич – д.т.н., професор, завідувач кафедри вищої математики, Севастопольський національний технічний університет

Оксень Юрий Іванович – к.т.н., доцент кафедри горної механіки Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Поліщук Сергей Зиновьевич – проф., Державний вищий навчальний заклад "Придніпровська державна академія будівництва та архітектури", г. Днепропетровск.

Полищук Алла Викторовна – к.т.н., доцент кафедри інформаційних систем ГВУЗ ДГХТУ.

Плоха Тамара Венедиктівна – викладач вищого професійного училища ім. Н. Назарбаєва, м. Дніпродзержинськ

Пчелкин Георгій Дмитрієвич – к.т.н., професор кафедри ОГР Государственного ВУЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Радюк Максим Валерьевич – асистент кафедри горної механіки Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Рец Юрій Миколайович – провідний інженер ООО «Центр радіоекологічного моніторингу», м. Жовті Води

Рудаков Дмитрий Викторович – д.т.н., с.н.с., завідувач кафедри гидрогеологии и инженерной геологии Державного ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

Рузіна Марина Вікторівна – д-р геол. н., професор кафедри геології та розвідки родовищ корисних копалин ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Русских Владислав Васильевич – к.т.н., доцент кафедри підземної розробки місорождений Государственного ВУЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Самуся Ольга Владимировна – м.н.с Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Собко Борис Ефимович – д.т.н. професор кафедри ОГР ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Сорока Михайло Миколайович – провідний інженер ООО «Центр радіоекологічного моніторингу», м. Жовті Води

Сорока Юрій Миколайович - к.т.н, ст.. викладач кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Терешкова Ольга Анатоліївна – к. геол. н., доцент кафедри загальної та структурної геології ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Ценджав Лхагва – соискатель, Монгольский государственный университет науки и технологии

Шматков Григорій Григорович – д.б.н., професор, завідувач кафедри екології та охорони навколишнього середовища, ДВНЗ “Придніпровська державна академія будівництва та архітектури”

Яковишина Тетяна Федорівна – к.с.-г.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища, ДВНЗ “Придніпровська державна академія будівництва та архітектури”

З М І С Т

1	М.В. Рузина, Т.М. Вунда, Н.Г. Вавриш, О.А. Терешкова Петрографические разновидности алмазоносных кимберлитов трубки Лорелей (Ангола).....	5
2	І.С. Нікітенко, М.Л. Куцевол, Е.Д. Коваленко Результати петрографічного дослідження колекції стародавніх жорен з фондів Дніпропетровського Національного історичного музею ім. Д.І. Яворницького.....	11
3	Б.Е. Собко, А.В. Дроздов Вибір та обґрунтування раціонального гірничотранспортного комплексу при проведенні розкривних робіт в умовах Єривітського ГЗК.....	19
4	Г.Д. Пчелкин, В.В. Кустов Формирование техногенных месторождений на основе управления процессом сегрегации сыпучих пород.....	24
5	Л. Ценджав Обоснование параметров выщелачивания урана для гидrogenных месторождений Монголии.....	30
6	В.В. Фомичёв, В.Н. Почепов, Л.Я. Фомичёва Моделирование механических характеристик горных пород при решении задач геомеханики с учетом геометрических и механических параметров трещин.....	37
7	В.П. Надутый, П.В. Левченко, Д.В. Белюшин Определение напряженного состояния рабочего органа вибромашины при ударных нагрузках.....	44
8	А.М. Самедов, О.С. Тарасюк, О.Ю. Кравец Изменение объемных деформаций лессовидных суглинков при гидростатическом сжатии.....	49
9	А.В. Бакутін Багатокритеріальна оптимізація систем керування електромеханічними комплексами.....	54
10	А.В. Бубликов Энергоэффективный способ автоматизации режимов работы добычных комбайнов на тонких пластах.....	58
11	А.В. Герасина Интеллектуальные прогнозирующие модели процессов крупного дробления и самоизмельчения руд.....	64
12	А.Н. Никишенко Оптимизация процесса контроля плотности флюса в блоке пенного флюсования.....	72
13	Ю.Е. Обжерин, Е.Г. Бойко Полумарковская модель двухкомпонентной системы с отключением компонентов на период проведения контроля.....	78
14	Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Д.Д. Брагинец, Т.Ф. Мищенко Исследование пропускной способности аккумулирующих бункеров системы подземного конвейерного транспорта угольных шахт.....	89
15	В.В. Русских, А.А. Гайдай О применении программного обеспечения “Minemodeler” в условиях шахт ПАО ДТЭК «Павлоград-уголь».....	98

16	Е.Л. Сергеева Автоматизированный анализ состояния терриконов по данным дистанционного зондирования Земли на основе ГИС-технологии.....	103
17	О.В. Белова Метод возмущений в приложении к задачам механики.....	112
18	Т.С. Кагадий, А.В. Павленко, И.В. Щербина Применение асимптотического метода к решению контактных задач для полубесконечных тел с прямолинейной анизотропией.....	120
19	В.І. Кузьменко, І.І. Бабошкін, С.В. Гаркуша Математичне моделювання взаємодії масивних споруд із неоднорідними та анізотропними основами.....	128
20	Д.В. Рудаков, А.Д. Ляховко Перспективы применения электроциклона для снижения объемов пылевых выбросов металлургических предприятий (на примере г. Днепродзержинска).....	134
21	У.І. Sheberyachko The role of means of individual protection for respiratory organs in prophylaxis of the coal – dust etiology.....	140
22	С.Х. Авраменко, Т.В. Плоха, М.Ю. Головко Дослідження екологічних проблем автозаправних станцій та розробка заходів для їх зменшення.....	146
23	А.В. Галата Дослідження динаміки процесу біохімічного очищення стічних вод на металургійному комбінаті пат «ДМКД» (м. Дніпродзержинськ).....	154
24	Ю. М.Сорока, Ю. М. Рець, О. І. Молчанов, М.М.Сорока Визначення параметрів радіаційного стану навколишнього середовища в районі розташування Заводу по виробництву ядерного палива.....	161
25	Ю.М. Котенко, О.В. Зберовський Дослідження хіміко-мінералогічних та фізико-механічних властивостей глин розкритих порід Вільногірського ГМК.....	166
26	Г.І. Скороход Приклади укрупнення дидактичних одиниць при викладанні вищої математики.....	173
27	Г.Г. Шматков, Т.Ф. Яковишина Фітоекстракція важких металів з ґрунту.....	182
28	А.М. Лазников, С.З. Полищук, Б.Е. Собко, А.В. Полищук Моделирование устойчивости бортов карьера при разработке Мотроновско-анновского участкамалышевского месторождения.....	187
29	Ю.И. Оксень, М.В. Радюк, О.В. Самуся Оценка экономической эффективности теплонасосной технологии утилизации тепла компрессорных установок на горных предприятиях.....	193
30	В.В. Ишков, Е.С. Козий Новые данные о распределении токсичных и потенциально токсичных элементов в угле пласта с ₆ ^Н шахты «Терновская» Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района.....	200
31	И.И. Курмелёв Геохимические особенности распределения редких элементов в породах снежнянской площади.....	208

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 41**

Підписано до друку 11.06.2013. Формат 60×84/16.
Ум. друк. арк. 12,2. Обл.-вид. арк. 12,2.
Тираж 100 прим. Зам. № _____

Підготовлено до видання та видруковано
у Державному ВНЗ «НГУ»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19