

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

**Збірник наукових праць  
Національного гірничого університету**

**№ 38**

**Дніпропетровськ  
2012**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
Рік заснування – 1999

**Збірник наукових праць НГУ.** — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2012 — № 38 — 243 с.

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

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

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

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

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

© Державний ВНЗ «НГУ», 2012

### **Редакційна Рада збірника:**

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

### **Редакція:**

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

### **Експертно-редакційна колегія:**

#### *Відкрита розробка РКК*

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

#### *Збагачення корисних копалин*

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

#### *Екологічна безпека*

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

#### *Підземна розробка РКК*

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

#### *Маркшейдерія*

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

#### *Шахтне і підземне будівництво*

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

#### *Геотехнічна і гірнична механіка*

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

#### *Геологія та геофізика*

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

#### *Гірничі машини.*

#### *Динаміка і міцність машин*

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

#### *Буріння свердловин*

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

#### *Електротехнічні комплекси і системи*

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

#### *Автоматизація технологічних процесів*

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

#### *Охорона праці*

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

#### *Адреса редакції:*

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

## Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

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

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

Рекомендуемая структура статьи:

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

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

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

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

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

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

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

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**

## К ВОПРОСУ О СОСТОЯНИИ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ КАМНЕСАМОЦВЕТНОГО СЫРЬЯ УКРАИНЫ

Объекты камнесамоцветного сырья могут значительно пополнить минерально-сырьевую базу Украины. В статье приведена их классификация по запасам, приведены конкретные примеры.

Об'єкти каменесамодітної сировини можуть значно поповнити мінерально-сировинну базу України. У статті наведено їх класифікацію за запасами, надано конкретні приклади.

Mineral deposits which include gemstone raw materials could significantly increase the resource base of Ukraine. The article describes their classification on reserves, concrete examples are given.

**Введение.** Нарращивание запасов минерального сырья – одна из приоритетных задач в Общегосударственной программе развития минерально-сырьевой базы (МСБ) Украины на период до 2030 года, а также важнейший фактор в преодолении кризисного положения в экономике страны.

МСБ Украины в настоящее время насчитывает около 100 видов минерального сырья. Есть резервы и в их существенном наращивании за счет неучтенных видов сырья и, прежде всего, это касается камнесамоцветного сырья (КСС).

Официально МСБ КСС в Украине практически отсутствует, если не считать одного месторождения янтаря, которое в настоящее время находится на государственном балансе запасов. Связано это, прежде всего, с теми традициями, которые сложились еще при плановой (советской) экономике. Именно тогда и были разработаны требования для постановки запасов полезных ископаемых на государственный баланс, но это касалось только рудных и нерудных месторождений. Камнесамоцветное сырье считалось и считается также полезным ископаемым, но должного внимания ему не уделялось ни тогда, ни сейчас. И вот почему. Во-первых, область применения КСС находится в искусстве, а это не входит в задачи геологии. Во-вторых, основным и решающим этапом в технологии переработки КСС является дизайн природного камня, что требует творческого подхода и знаний в области декоративно-прикладного искусства. В-третьих, в этом направлении, как показывает анализ мирового рынка, активно работает и развивается, прежде всего, мелкий бизнес.

Схожие проблемы есть во всех республиках бывшего Советского Союза, обладающих разведанными запасами самоцветов – в России, Казахстане и других [1-3].

В связи с этим, одной из наиболее перспективных направлений в экономике Украины является расширение МСБ за счет объектов КСС.

Согласно «Закону Украины о недрах», МСБ – это совокупность месторождений полезных ископаемых, в том числе техногенных, а также отходов от добычи и переработки полезных ископаемых, пригодных для промышленного использования, т.е. месторождения полезных ископаемых должны быть интересны современному бизнесу.

Специфика этого направления такова, что объекты КСС с любыми запасами (большими, мелкими и даже с единичными находками) экономически выгодны в предпринимательской деятельности [4].

**Целью настоящей статьи** является классификация объектов КСС по запасам, которые существенно расширяют минерально-сырьевую базу Украины.

**Основная часть.** В настоящее время на территории юго-восточной части Украины выделяются объекты недр с КСС, которые подразделяются на четыре группы по величине запасов.

**Крупные месторождения с запасами свыше 1 000 000 тонн** требуют существенного вклада в создании предприятия, рекламы, маркетинговых исследований мирового рынка, что под силу крупному бизнесу.

К таким относятся месторождения джеспилита Кривбасса, характеризующиеся практически неограниченными запасами. Промышленные запасы железистых кварцитов только Горишнеплавнинского месторождения составляют 1,056 млрд.т. При детальном изучении геологического строения рудных залежей выявлено, что процент содержания краснополосчатых джеспилитов относительно общих объемов месторождения составляет около 17,78 % (187756,8 тыс.т).

Добыча основного полезного ископаемого ведется буровзрывным способом, в результате получают материал различной фракции – от 3х5 см (щебень) до 1,5 и более метров (глыбы). Это вполне пригодный материал в камнерезной промышленности с единственным отрицательным свойством – трещиноватостью, которая образуется в результате разрыхления горного массива взрывным способом. Поэтому при отборе материала необходимо не только уделять внимание декоративным свойствам камня, но и трещиноватости.

Джеспилиты – экономически выгодное КСС, если рассматривать его добычу совместно с добычей основного полезного ископаемого (железной руды). Джеспилит можно использовать в камнерезной и камнеобрабатывающей промышленности, не привлекая дополнительных средств на геолого-разведочные работы, добычу. При этом стоимость джеспилита в десятки и сотни раз превышает стоимость основного добываемого продукта (железной руды).

Область применения декоративных джеспилитов – ювелирная и камнеобрабатывающая, а также малые элементы архитектуры, монументальная архитектура [5].

Для освоения таких крупных месторождений потребуется мощное камнеобрабатывающее производство с производительностью 100 т в месяц (такова потребность рынка).

**Средние месторождения с запасами до 5 тыс. тонн.** Для их переработки необходимо создание предприятия с небольшой производительностью, что потребует небольших капиталовложений, и это под силу малому и среднему бизнесу.

Неполный перечень разновидностей такого КСС: эпидозит, письменный пегматит, цветной кварц.

*Эпидозиты* Тритузненского месторождения гранитов (Днепропетровская область, юго-восточная окраина г. Днепродзержинск). Разведанные запасы гра-

нитов составляют 4,8 млн. м<sup>3</sup> (12 млн.т). Эпидозиты пространственно и генетически связаны с тектоно-метасоматическими зонами. Декоративные разновидности: эпидозит (унакит), жильный эпидотизированный кварц, а также эпидотизированные милониты, филониты [6]. На контакте гранитов с измененными ультраосновными породами установлен новый вид ювелирно-поделочного сырья – сине-черный кварц.

Добыча гранитного щебня осуществляется в два этапа: буровзрывные работы, и погрузка экскаватором на машины. В результате разрыхления массива образуются следующие фракции, пригодные в качестве КСС: щебень 2-5 см, образцы до 30 см, и глыбы до 60 см. В настоящее время составлена коллекция с учетом декоративных свойств – цвета (зеленый), рисунка, полируемости. Она служит эталоном для выделения сортовых групп и основой для разработки требований к качеству этого вида сырья. Наличие эпидотизированных пород при вскрытии массива в среднем составляет около 20 %. При отборе качественного материала – 5-1%. Исходя из этого (если брать по минимуму) ресурсы вышеприведенных разновидностей КСС составляют 120 тыс. т.

Учитывая декоративные свойства, запасы и способ отбора проб (селективный, вручную), это вполне приемлемо для малого и среднего бизнеса.

Изготовленные экспериментальные образцы изделий позволили определить область применения в камнерезной и ювелирной промышленности.

*Эпидозиты* Стыльского месторождения гранитов (Донецкая область, с. Стыла) были идентифицированы как унакит, относящийся к камнесамоцветному сырью. Общие запасы массива гранитов составляют 3,6 млн. м<sup>3</sup>, из которых 1,2 млн. м<sup>3</sup> (3 млн.т.) – унакиты. В настоящее время месторождение не разрабатывается.

Область применения, с учетом хорошей блочности камня и пестрого пятнистого рисунка – камнерезная отрасль, камнеобрабатывающая, т.е. малые и средние элементы архитектуры, монументальная скульптура.

*Письменный пегматит.* Наиболее хорошо изучены керамические пегматиты месторождения Балка Большого лагеря, которое входит в состав Елисеевского пегматитового поля. В настоящее время месторождение разрабатывается с помощью буровзрывных работ, что существенно снижает качество КСС – письменного пегматита.

По декоративным свойствам (рисунок, цвет) выделяется восемь его разновидностей: розовый, кремовый, паркетный, степной, авантюриновый, леопардовый, мраморный, коралловый. Кроме того, на месторождении присутствует цветной кварц (молочно-белый, темно-серый, льдистый), который благодаря своим декоративным и технологическим свойствам также является востребованным КСС.

При средней мощности зоны полезных ископаемых 6,4 м ее объем пегматитов по категории С<sub>2</sub> составляет 5152 м<sup>3</sup>, в том числе 1717,3 м<sup>3</sup> пегматита графического (4293 т), кварца (500 т).

Область применения пегматитов – ювелирная и камнеобрабатывающая промышленность, а также малые элементы архитектуры.

*Цветной кварц* [7]. Жилы цветного кварца широко проявлены в Средне-приднепровском мегаблоке на Токовском гранитном массиве среди гранитов, мигматитов.

Токовская жила расположена в северо-западной части старого карьера. Азимут простирания жилы – северо-восток  $300^\circ$ . Мощность жилы более 2 м, в длину более 70 м. Ресурсы этого вида сырья составляют  $4200 \text{ м}^3$  или 10500 т. Декоративные свойства: молочно-белый цвет иногда с красно-бурым оттенком, рисунок полосчатый, определяемый залеченными трещинами. На общем фоне полированной поверхности камня наблюдаются вкрапленники кварца в виде «глазков». В открытых полостях часто наблюдаются кристаллы кварца размером до 5 см.

Известными крупными жилами цветного кварца в плагиомигматитах являются Шолоховская и Усть-Каменская. Мощность первой составляет 12 – 13 м в ширину, 183 м в длину. Запасы кварца составляют  $11895 \text{ м}^3$ , или 29737 т. Кварц разбит на блоки размером от 15 до 30 см в поперечнике. Блочность, определяемая трещиноватостью, ориентирована строго вертикально и по простиранию согласуется с общей направленностью вмещающих пород. Это способствует добыче камня без привлечения дополнительных средств. Кварц имеет высокие качественные характеристики (цвет от розового до светло-серого с зеленоватым оттенком). Благодаря таким свойствам вполне применим в ювелирной отрасли.

Усть-Каменская кварцевая жила – длиной свыше 80 м и шириной до 12-14 м. Кварц полупрозрачный, стекловидный с разнообразной окраской: серый различных оттенков, розовый и бурый. Общие запасы составляют около 69974 тонн.

Область применения цветного кварца – ювелирная и камнерезная промышленность.

**Мелкие месторождения с запасами до 500 тонн** могут быть интересны частному предпринимателю, который извлечет прибыль, применив свой личный опыт и профессионализм. При этом может быть использован частично механизированный ручной труд.

Проявление окаменелого дерева участка Залиман. Участок расположен в Балаклеевском районе Харьковской области, на правом берегу р. Северский Донец [8].

Выделены три сорта окаменелого дерева с учетом степени полируемости. К отдельной группе окаменелого дерева отнесены коллекционные образцы, представляющие минералогический и палеонтологический интерес.

Запасы окаменелого дерева на участке Залиман по категории  $C_2$  составляют  $54,6 \text{ м}^3$  (104 т). Среднее содержание окаменевшей древесины в делювиальных отложениях составляет 0,31%.

Область применения окаменелого дерева – ювелирная и камнеобрабатывающая, а также возможно использовать при дизайне интерьера и сада.

**Участки с небольшими или единичными находками** можно обнаруживать после весенних паводков, обильных дождей. Прежде всего – объекты окаменевшей древесины – участок Новопсковский, Веселовский, Донцовский, Осинковский, Хворостянский. К таким объектам можно отнести и случайные находки в разрабатываемых карьерах по добыче песка.

Область применения такого вида сырья самая различная и зависит, прежде всего, от творчества мастера. Объекты с единичными образцами обычно интересны любителям и частным предпринимателям.

Вышеперечисленные объекты не нашли отражения в Общегосударственной программе развития минерально-сырьевой базы Украины на период до 2030 года. Здесь же предусматривается разделение всех видов сырья по промышленно-экономическому значению на категории:

- *категория А* – сырье, интенсивно добываемое в Украине, характеризующееся наличием значительных запасов, которое может рассматриваться как обеспечивающее в сжатые сроки валютные поступления и поступления в госбюджет;

- *категория Б* – сырье, добываемое в Украине в ограниченных количествах, себестоимость добычи которого обеспечивает предельный экономически выгодный уровень рентабельности. При этом, добыча усложняется экологическими проблемами, запасы небольшие, а недостаток покрывается за счет импорта;

- *категория В* – сырье, месторождения которого есть в Украине и они разведаны, но добываемое в ограниченных объемах или не добываемое вообще. При этом такое сырье не является конкурентоспособным, однако потребность в нем может возобновиться;

- *категория Г* – сырье, месторождения которого не разрабатываются или не достаточно изучены, но в перспективе могут стать важными для экономики государства.

Такие самоцветы как янтарь, топаз, берилл и горный хрусталь относятся к категории Г, тогда как описанное в данной статье КСС не подходит ни под одну из вышеперечисленных категорий. В то же время для самоцветов восточной части Украины характерно наличие значительных запасов, их попутная добыча не требует дополнительных средств, и они вполне могут рассматриваться как сырье, обеспечивающее в сжатые сроки валютные поступления и поступления в госбюджет. Кроме того, решаются многие государственные задачи:

- создание новых рабочих мест;
- отчисление за использование недр;
- привлечение инвестиций;
- наращивание МСБ;
- развитие культуры, сохранение традиций обработки камня, создание шедевров мирового уровня, пополнение музейных коллекций.

Для придания объектам КСС инвестиционной привлекательности необходима следующая информация: качество сырья, виды изделий, стоимость сырья и изделий, емкость рынка с учетом особенностей международной торговли.

Должна быть проведена и определенная работа на законодательном уровне с целью поддержки и развития отечественного малого бизнеса в этой сфере, выхода экспортируемого сырья и изделий на мировую арену. Ведь только четкие правила игры позволяют успешно конкурировать на камнесамоцветном рынке.

#### **Выводы.**

1. Результаты анализа показывают наличие в Украине крупных, средних, мелких объектов, содержащих запасы самоцветов, которые могут составить основу для создания государственной МСБ КСС.

2. МСБ КСС нуждается в разработке современного нормативно-правового и методического обеспечения.

3. Развитие рынка отечественных самоцветов и выход на мировые рынки должны стимулироваться налоговыми льготами и законодательной защитой добывающих и перерабатывающих организаций Украины.

#### Список литературы

1. Збойков В.А. Каменные джунгли [Электронный ресурс] // Rough&Polished – отраслевое информационно-аналитическое агентство [сайт] – Режим доступа: <http://www.rough-polished.com/ru/expertise/46844.html> (31.01.2011). – Загл. с экрана.

2. Прохор С.А. Звенья нефритовой цепи [Электронный ресурс] // Цветные камни Трансбайкальского региона [сайт] – Режим доступа: [http://lavrovit.ru/?page\\_id=5312](http://lavrovit.ru/?page_id=5312) (26.10.2012). – Загл. с экрана.

3. Шибутов М. Самоцветы Казахстана – забытые ценности [Электронный ресурс] // Tengrinews.kz [сайт] <http://tengrinews.kz/opinion/322/> (31.07.2012). – Загл. с экрана.

4. Шевченко С., Баранов П., Фоцій М. Самоціти України: гемологічне оцінювання і перспективи використання // Вісник НАН України. – 2009. – №5. – С. 36-49.

5. Самоцветы Украины. Джеспилиты / под ред. П.Н. Баранова. – т. 2. – К.: Ювелир-ПРЕСС. – 2006. – 100 с.

6. Самоцветы Украины / Под ред. профессора П.Н. Баранова. – т.1. – К.: Ювелир-ПРЕСС. – 2005. – 64 с.

7. Баранов П.Н., Цоцко Л.И. Генетические типы цветного жильного кварца восточных блоков Украинского щита // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 9. – С. 57-60.

8. П.Н. Баранов, С.В. Шевченко, Н.Н. Фоцій, О.В. Петрушенко, Е.П. Стрелец, В.В. Шулика Геммологическая оценка качества окаменелого дерева: минеральный состав, форма и размер // Коштовне та декоративне каміння. – 2009. – № 3. – С. 10-15.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.  
Надійшла до редакції 31.10.2012*

**ДОСЛІДЖЕННЯ СИРОВИНИ КАМ'ЯНИХ ВИРОБІВ ПЕРІОДУ  
НЕОЛІТУ-БРОНЗИ З КОЛЕКЦІЇ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОГО  
НАЦІОНАЛЬНОГО ІСТОРИЧНОГО МУЗЕЮ  
ім. Д.І. ЯВОРНИЦЬКОГО**

Проведено петрографічне дослідження колекції стародавніх кам'яних виробів з фондів Дніпропетровського національного історичного музею ім. Д.І. Яворницького та визначено походження їх сировини. Зроблено висновки щодо особливостей використання гірських порід населенням Середнього Придніпров'я у період неоліту – доби бронзи (VII тис. до н. е. – IX ст. до н. е.).

Проведено петрографическое исследование коллекции древних каменных изделий из фондов Днепропетровского национального исторического музея им. Д.И. Яворницкого и определено происхождение их сырья. Сделаны выводы относительно особенностей использования горных пород населением Среднего Приднепровья в период неолита – эпохи бронзы (VII тыс. до н. э. – IX в. до н. э.).

A petrographic study of selected ancient stone artifacts 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 by the population of Transdnepria during the Neolithic Age – Bronze Age (VII millennium BCE – IX century BCE).

**Вступ.** Застосування мінералого-петрографічних методів у сучасній археології є дуже актуальним. Проведення таких досліджень може відповісти на багато питань історії, таких як час виникнення гірничої справи, визначення районів розвитку стародавнього видобування та шляхів постачання кам'яної сировини тощо.

Дана стаття присвячена дослідженню артефактів періоду від доби неоліту до епохи бронзи (VII тис. до н. е. – IX ст. до н. е.), знайдених під час археологічних розкопок на території Середнього Придніпров'я. Цей період обраний не випадково, оскільки з приходом неолітичних племен на зазначену територію розпочалося активне використання місцевих гірських порід, яке завершилося розквітом каменедобувної справи в епоху бронзи у III-II тис. до н. е.

Вивченням даної теми займалися В.Ф. Петрунь та І.М. Шарафутдінова. Ними було доведено існування гірничих центрів з видобутку талькових сланців, як сировини для виробництва ливарних форм, та постачання цієї сировини до інших регіонів. Цими ж дослідниками було встановлено факт використання діабазів, амфіболітів та інших порід для виготовлення кам'яних сокир, булав, скіпетрів тощо. Також було доведено застосування гірничих прийомів розробки при видобуванні будівельного каміння [1, 2].

Слід зазначити, що в існуючих публікаціях відображені лише найголовніші риси розвитку каменедобувної справи, що існувала у Середньому Придніпров'ї, а мінералого-петрографічні дослідження, що проводились, базувалися переважно на пам'ятках бронзової доби, знайдених на Криворіжжі. Крім того, до сьогодні цими методами майже не вивчалися кам'яні артефакти доби неоліту – періоду зародження каменедобувної справи у Середньому Придніпров'ї.

На нашу думку, перелік гірських порід, які використовувались населенням Середнього Придніпров'я періоду неоліту-бронзи, є далеко не повним. Через це неможливо дати цілісну характеристику використанню кам'яної сировини культурами зазначених епох. Вирішити цю проблему може лише масовий мінералого-петрографічний аналіз всіх доступних для дослідження артефактів.

Одним з найцінніших зібрань археологічних знахідок з Середнього Придніпров'я є фонди Дніпропетровського національного історичного музею ім. Д.І. Яворницького. Більшість артефактів недоступна для мінералого-петрографічного вивчення, оскільки воно передбачає взяття матеріалу для виготовлення шліфів. Для проведення досліджень нам було надано лише сильно пошкоджені або фрагментовані музейні предмети. Також, для більш цілісної картини використання різних видів гірських порід, до досліджуваної колекції було включено недокументовані матеріали зборів з території Дніпропетровської області.

**Мета роботи.** Визначити особливості використання певних гірських порід населенням Середнього Придніпров'я в період неоліту-бронзи на основі петрографічного дослідження сировини кам'яних артефактів.

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

**Виклад основного матеріалу досліджень.** Колекція налічувала двадцять один артефакт, датований періодом неоліту-бронзи. Вироби були представлені абразивним камінням і зернотерками, сокирами, посудинами, клином та неідентифікованими знаряддями (табл.).

Таблиця

Перелік досліджених артефактів

№	Найменування	Інв. №	Культура або час	Місце знахідки	Сировина
1	2	3	4	5	6
1	Фрагмент сокири	A-5388	Неоліт-бронза	м. Дніпродзержинськ	Долерит змінений
2	Точильний камінь	A-789	Неоліт-бронза	о. Стрільча Скеля	Пісковик кварцовий з залізо-глинистим цементом
3	Клин	A-7410	Неоліт-бронза	о. Кизлевий	Метадолерит
4	Фрагмент шліфувального каменя	A-6649	Неоліт	П-ів Ігрені, переправа	Долерит мікрозернистий
5	Фрагмент шліфувального каменя	A-6651	Неоліт	с. Діброва	Порода тремоліт-хлоритова
6	Плита-абразив	A-12727	Доба бронзи	с. Іллінка Томківського району	Сланець біотит-плагіоклаз-кварцовий
7	Фрагмент знаряддя	A-8271	Неоліт-бронза	П-ів Ігрені	Пісковик кварцовий

1	2	3	4	5	6
8	Фрагмент посудини	A-9676	Неоліт	П-ів Ігрень	Порода талькова
9	Плошка	A-13156	Зрубна	с. Межиріч Павлоградського району	Порода халцедонова
10	Сокира		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Пісковик кварцовий
11	Точильна плітка		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Пісковик мусковіт-кварцовий з глинисто-залізистим цементом
12	Зернотерка		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Граніт мікроклін-плагіоклазовий
13	Заготівка знаряддя		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Амфіболіт
14	Точильний камінь		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Пісковик кварцовий з глинисто-залізистим цементом
15	Зернотерка		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Пісковик кварцовий з глинистим цементом
16	Фрагмент сокири		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Кварцит діопсидовий (по гнейсу)
17	Фрагмент знаряддя		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Вапняк алевритистий
18	Фрагмент молотка		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Долерит мікрозернистий
19	Шліфувальник		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Метапісковик слюдяний
20	Фрагмент плітки		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Пісковик кварцовий з глинистим цементом
21	Фрагмент знаряддя		Неоліт-бронза	Дн-ська обл.	Пісковик кварцовий з опаловим цементом

В результаті петрографічного дослідження визначено гірські породи, з яких було виготовлено артефакти, та встановлено орієнтовне походження кам'яної сировини. Вона представлена великим спектром порід магматичного, метаморфічного та осадового походження.

**Магматичні породи** дослідженої колекції представлені чотирма зразками: трьома виробами з долеритів (1, 4, 18) та одним – з граніту (12).

Зразок долериту (1) є істотно зміненим. Первинна порода була складена плагіоклазом, піроксеном, кварцом, рудним мінералом. У даному зразку агрегат епідоту-цоїзиту заміщує плагіоклаз і піроксен. Хлорит заміщує плагіоклаз. Рудний мінерал окислений. Піроксен присутній у формі реліктів, плагіоклаз на різних ділянках складає від 3 до 20%. Кварцу міститься менше 1%, рудного мінералу – 5%.

Зразки 4 та 18 представлені мікрозернистими долеритами, що, можливо, походять з крайових частин дайок. Породи обох зразків складаються з плагіоклазу, клінопіроксену та рудного мінералу (рис. 1). Зразок 4 відрізняється трохи більшим вмістом рудного мінералу (5-7 проти 2-3%), присутністю гіпергенного гетиту, а також вторинного хлориту по окремих зернах плагіоклазу.

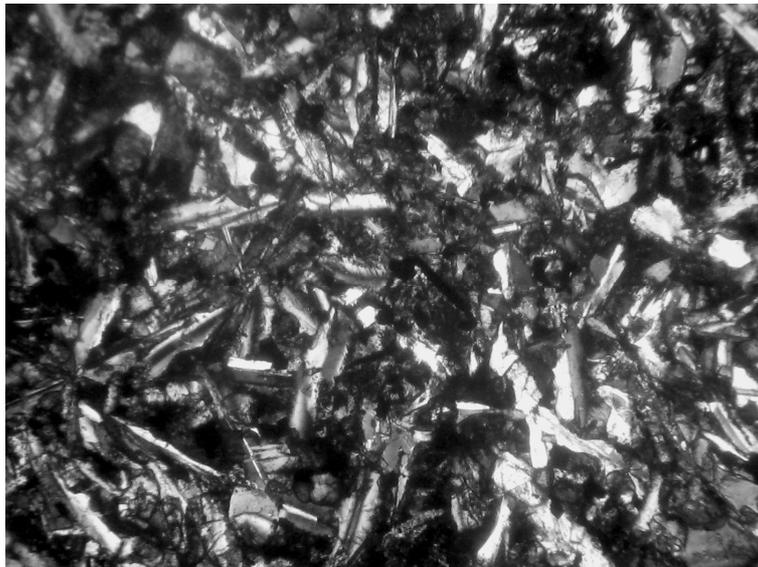


Рис. 1. Долерит мікрозернистий (зразок 4): видовжені призматичні кристали з двійниками – плагіоклаз, кристали поміж ними – клінопіроксен  
Світло прохідне, ніколі (+), збільшення 47<sup>x</sup>.

Зразок граніту складається з кварцу, плагіоклазу та мікрокліну. Зерна польових шпатів, переважно, пелітизовані. Присутні агрегати вторинного гети-ту, кварц гранульований. Структура гіпідіоморфнозерниста. У шліфі кількість кварцу переважає польові шпати. Це можна пояснити тим, що пробу взято з ді-лянки з підвищеним вмістом цього мінералу.

*Походження сировини.* Змінені долерити (зразок 1) дуже поширені на те-риторії Українського щита (УЩ), включаючи Середньопридніпровський мегаб-лок. У Середньому Придніпров'ї вони були одним з основних видів сировини, яка використовувалась для виготовлення кам'яних сокир. Зокрема, більш змі-нені долерити (метадолерити) були головною сировиною для виготовлення цих знарядь у майстерні на о. Стрільча Скеля часів катакомбної культури (середня бронзова доба). Тому сировина виробу, найімовірніше, походить з території Надпоріжжя. Вироби з мікрозернистих долеритів також є досить поширеними. Безолівінові долерити дуже розповсюджені у Середньому Придніпров'ї, тому зразки 4 та 18 цілком можуть мати місцеве походження.

Двопольовошпатові граніти (зразок 12) зустрічаються у складі багатьох гранітоїдних комплексів УЩ. Відсутність у шліфі слюд та амфіболів може сві-дчити про те, що порода є лейкократовою і має жильне походження. Такі поро-ди зустрічаються у межах Середньопридніпровського мегаблоку УЩ і предст-авлені апліто-пегматоїдними гранітами. Для них теж характерна гіпідіоморфно-зерниста структура, а співвідношення польових шпатів коливається [3].

**Метаморфічні породи** колекції представлені двома зразками метабазитів (3, 13), тремоліт-хлоритовою (5) і тальковою породами (8), кристалосланцем (6), кварцитом (16) та метапісковиком (19).

До метабазитів належать метадолерит і амфіболіт. Метадолерит (зразок 3) переважно складений актинолітом, що розвинувся по піроксену, а також плагі-оклазом (рис. 2). Присутня незначна кількість бурої рогової обманки. Плагіок-

лаз серицитизований та пелітизований, також він заміщується кліноцоїзитом. В породі міститься понад 5% хлориту та поодинокі зерна кварцу. Рудний мінерал по краях заміщений сфеном. Структура бластофітова.

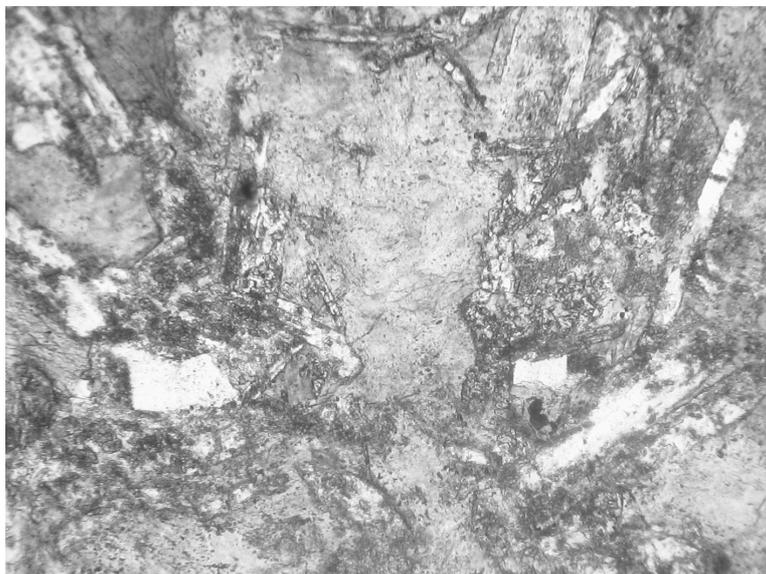


Рис. 2. Метадолерит (зразок 3): основна сіра маса – актиноліт, білі кристали правильної форми – плагіоклаз, неоднорідні зони навколо них – кліноцоїзит і хлорит, темно-сірий кристал ліворуч вгорі – бура рогова обманка.  
Світло прохідне, ніколі (-), збільшення 47<sup>x</sup>

Амфіболіт (13) складається з рогової обманки, плагіоклазу та рудного мінералу. Структура породи гранобластична.

Зразки 5 та 8 представлені, відповідно, тремоліт-хлоритовою і тальковою породами. Обидві породи можуть походити з проявів зеленокам'яних структур. Тремоліт-хлоритова порода складена хлоритом, тремолітом, рудним мінералом і містить скупчення дисперсного гетиту. Структура нематолепідобластична. Талькова порода практично повністю складається з тальку, вона містить поодинокі зони ізометричної форми, складені хлоритом, дисперсну домішку гетиту. В шліфі локально, у прожилку, присутні гіпергенно змінені луски біотиту. Структура породи лепідобластична.

Кристалосланець (зразок 6) представлений біотит-плагіоклаз-кварцовою відміною, також він містить менше відсотка мусковіту і акцесорний апатит. Структура породи лепідогранобластична.

Зразок 16 було визначено як кварцит діопсидовий, що, вірогідно, утворився за рахунок окварцування піроксен-плагіоклазового гнейсу. Окрім кварцу і піроксену порода містить релікти плагіоклазу (до 5%) і 2-3% магнетиту. Структура гранобластична.

Метапісковик (зразок 19) складається з кварцу та значної кількості мусковіту (20-30%). Зерна кварцу мають неправильну, деформовану форму. Структура породи бластопсамітова.

*Походження сировини.* Метабазити поширені на всій площі УЩ. Найближчими за територією розповсюдження схожими на метадолерит зразка 3 є породи, що відслонюються в долині р. Мокра Сура. Як і у дослідженого зразка, амфібол у них представлений актинолітом, містяться мінерали групи епідоту, кварц і сфен [3]. Тому, найімовірніше, сировина даного знаряддя (клину) має місцеве походження. Амфіболіт зразка 13 має характеристики дуже поширені серед подібних порід УЩ, що ускладнює ідентифікацію місця, звідки його було привезено. Порода також цілком може мати місцеве походження.

Зразки 5 і 8, представлені неолітичними виробами з тремоліт-хлоритової і талькової порід відповідно, можуть походити з комплексів ультрабазитів УЩ. Такі породи розповсюджені у Середньопридніпровському мегаблоці, менше – у Приазов'ї та у Побужжі. Тремоліт-хлоритові породи найбільш проявлені у Чортомлицько-Солонівському районі Середнього Придніпров'я, а також у Приазов'ї в місцині „Голубі Скелі” по р. Берда. Талькові породи з переважаним вмістом тальку для Приазов'я не характерні. Вони зустрічаються у Надпоріжжі, найбільше, по рр. Чортомлик, Суха Сура та ін., можуть походити з Криворіжжя [4]. Зважаючи на наявність у складі талькової породи луски зміненого біотиту, зразок може походити з р. Суха Сура, де за даними зйомки О.О. Зайцева відслонюються тальк-хлоритова порода і талькова порода „збагачена лусками біотиту”, що є найближчим проявом аналогічних порід до місця знахідки артефакту.

Виходячи з того, що неолітичним населенням Надпоріжжя велися видобуток та обробка талькових порід, супутньо з якими зустрічаються тремоліт-хлоритові та інші породи, а також через наявність на зазначеній території проявів даної кам'яної сировини, найвірогідніше сировина зразків 5 і 8 має місцеве походження.

Кристалосланці (зразок 6) та діопсидові гнейси, по яких міг утворитися кварцит зразка 17, є дуже поширеними у мігматитах УЩ. Тому точно встановити місце походження даних зразків важко. Лише стосовно діопсидових гнейсів слід зазначити, що у Середньому Придніпров'ї дані породи найбільше розповсюджені на Криворіжжі [3].

Слюдяні метапісковики, подібні до сировини зразка 19, зустрічаються на півдні Кривбасу по р. Інгулець, а також по р. Конка.

**Осадкові породи** колекції представлені пісковиками, халцедоновою породою та вапняком.

Всі досліджені пісковики відносяться до кварцових відмін з глинисто-залізистим (11, 14), залізисто-глинистим (2), глинистим (15, 20), регенераційним кварцовим (7, 10) та опаловим (21) цементом.

Пісковики з глинисто-залізистим, залізисто-глинистим та глинистим цементом дуже подібні. Їх кластичний матеріал представлений необкатаними та напівобкатаними зернами кварцу, зразки 2, 11, 14 та 20 містять луски мусковіту, також зразки 2 та 14 мають незначну кількість уламків плагіоклазу. У зразку 14 присутній агрегат глауконіту. В цементі глинистих пісковиків присутня домішка дисперсного гетиту. Тип цементациї базальний та заповнення пор (рис. 3).

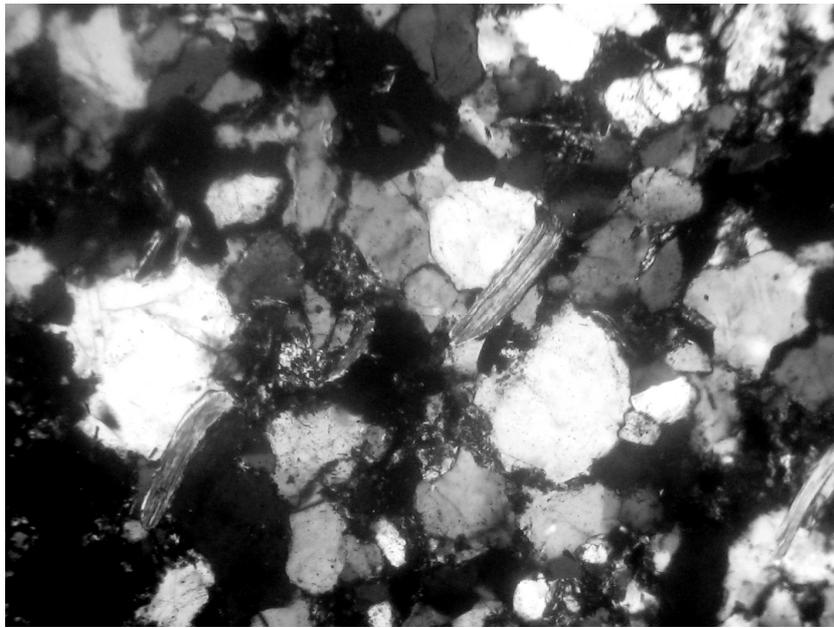


Рис. 3. Пісковик мусковіт-кварцовий з глинисто-залізистим цементом (зразок 11): ізометричні зерна від білого то чорного кольору – уламки кварцу, видовжені луски зі спайністю – мусковіт, решта – глинисто-залізистий цемент. Світло прохідне, ніколі (+), збільшення 90<sup>x</sup>.

Зразки пісковиків з регенераційним кварцовим цементом дещо відмінні. Кластичний матеріал зразка 10 слабообкатаний і схожий на уламки попередніх двох відмін. Регенераційний кварцовий цемент утворився за рахунок заміщення глинистого цементу, залишки якого присутні у зразку. Уламковий матеріал зразка 7 представлений обкатаними зернами кварцу. У зразку 10 присутні поодинокі зерна турмаліну.

Пісковик з опаловим цементом (зразок 21) складений крупними обкатаними та незначною кількістю дрібних менш обкатаних зерен кварцу. Цемент базальний опаловий. Міститься незначна домішка агрегатів вуглистої речовини.

Порода халцедонова (зразок 9) складається з агрегатів халцедону і містить мікродомішку кальциту. Луски халцедону об'єднані у агрегати, що мають одночасне згасання і форму, близьку до табличастої (можливо, реліктова структура). Порода могла утворитися в результаті заміщення халцедоном зерен карбонату мармуру або вапняку.

Вапняк алевритистий (зразок 17) складається з мікрозернистого карбонату (кальциту) з домішкою необкатаних та напівобкатаних зерен кварцу. На деяких ділянках карбонат представлений більш крупними зернами. Присутні окремі індивіди глинистих мінералів. В карбонаті простежуються відбитки мікроорганізмів (форамініфери?).

*Походження сировини.* Кварцові пісковики з глинистим, залізистим та кременистим цементом є дуже поширеними породами. Зважаючи на те, що виготовлені з них артефакти були знайдені у Середньому Придніпров'ї, найбільш вірогідним є походження сировини зразків з проявів осадових гірських порід

неогенового віку на лівому березі Дніпра. Тут по річках та у балках у формі брил, лінз та пластів залягають та відслонюються кварцові пісковики. Їх уламковий матеріал складений кутасто-обкатаними зернами кварцу та поодинокими уламками польових шпатів, слюди, глауконіту. Цемент глинистий різного складу [5]. Пісковики із залізистим та кременистим цементом того ж віку відслонюються в долині р. Самара та інших річок. Нам зустрічалися залізисті пісковики у Павлоградському районі, також ми досліджували кварцові пісковики з опаловим цементом, що переходить у халцедоновий, з долини р. Самара у Новомосковському районі.

Халцедонова порода (зразок 9), як зазначалося, могла утворитися в результаті заміщення карбонатних порід. Заміщення карбонатів халцедоном на території України характерне для крейдових відкладів на території Донбасу та Волині, проте в результаті цих процесів утворюється кремень, до якого досліджену породу віднести не можна. Вона могла утворитися в результаті заміщення мармурів УЩ, котрі зустрічаються на Криворіжжі, на Волині та у деяких інших місцях. Також цілком можливим є те, що даний виріб було привезено з поза меж території України.

Дрібнозернисті вапняки (зразок 17) на території України дуже поширені. Схожі породи зустрічаються на території Донбасу і відносяться до відкладів карбону. Найближчі до Придніпров'я природні відслонення знаходяться по притоці Самари – р. Бик, по р. Лозова, а також по р. Казений Торець.

**Висновки.** В результаті проведеного дослідження було отримано низку додаткових відомостей стосовно історії застосування кам'яної сировини стародавнім населенням Середнього Придніпров'я. Було встановлено факт використання долеритів УЩ за доби неоліту. Цікавою особливістю є застосування їх у цей період як сировини для виготовлення шліфувального каміння. Ми отримали петрографічно доведене свідчення використання неолітичним населенням Надпоріжжя місцевих талькових та супутніх ним тремоліт-хлоритових порід. Було отримано нове підтвердження використанню неогенових пісковиків з Лівобережжя Дніпра. Це є ще одним свідченням розвитку каменедобувної справи у даній місцевості в період неоліту – доби бронзи. Цікавим артефактом є плітка зрубної культури (зразок 9), виготовлена з халцедонової породи, котра, як цінний предмет, могла мати і привізне походження. Вперше було встановлено факт використання в давнині діопсидових кварцитів, а саме для виготовлення кам'яних сокир. Крім того, ми отримали ще одне свідчення застосування стародавнім населенням Середнього Придніпров'я метадолеритів, кристалосланців, гнейсів, гранітів, амфіболітів, слюдяних метапісковиків та донбаських алевритистих вапняків.

Наведені дані підтверджують факт початку провадження гірничої справи у Середньому Придніпров'ї за часів неоліту та продовження її розвитку протягом доби енеоліту-бронзи. За результатами досліджень можна попередньо судити про те, що більша частина кам'яної сировини, яка використовувалася протягом неоліту – доби бронзи (окрім кременя), була місцевого походження. Це

свідчить про активний розвиток каменедобувної справи у регіоні. Подальші петрографічні дослідження музейних колекцій дозволять отримати більш повну картину застосування гірських порід Середнього Придніпров'я у давнині.

*Автори висловлюють щире вдячність М.Й. Сердюк за наданий для дослідження матеріал і допомогу в роботі з колекціями музею.*

#### Список літератури

1. Петрунь В.Ф. До походження мінеральної сировини пам'ятників III – I тисячоліття до н.е. з басейну річки Інгулець / В.Ф. Петрунь // Археологія. – 1969. – Т. XXII. – С. 68-79.
2. Шарафутдинова И.Н. Хозяйство племен сабастиновской культуры / И.Н. Шарафутдинова // Первобытная археология. Материалы и исследования: [сб. науч. трудов]. – К.: Наукова думка, 1989. – С. 168-179.
3. 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.
4. Усенко И.С. Архейские матабазиты и ультрабазиты Украинского кристаллического массива / И.С. Усенко. – К.: Изд-во АН УССР, 1953. – 100 с.
5. Обломочные породы Украины / [Ткачук Л.Г., Литовченко Е.И., Коваленко Д.Н. и др.] – К.: Наукова думка, 1981. – 352 с.

*Рекомендовано до публікації д.г-м.н. Нагорним Ю.М.  
Надійшла до редакції 31.10.2012*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков

### **НОВЫЕ ДАННЫЕ О РАСПРЕДЕЛЕНИИ РТУТИ, МЫШЬЯКА, БЕРИЛИЯ И ФТОРА В УГЛЕ ОСНОВНЫХ РАБОЧИХ ПЛАСТОВ ПАВЛОГРАД-ПЕТРОПАВЛОВСКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА**

Рассмотрены особенности распределения Hg, As, Be и F в угольных пластах Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района.

Розглянуто особливості розподілу Hg, As, Be та F у вугільних пластах Павлоград-Петропавлівського геолого-промислового району.

The peculiarities of Hg, As, Be and F distribution in the coal strata of Pavlograd-Petropavlovski geological and industrial district have been considered in the article.

**Вступление.** Исследования распределения ртути, мышьяка, бериллия и фтора в углях основных рабочих пластов Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района Донбасса связаны с повышением требований к охране окружающей среды, обуславливающих потребность в новых научно обоснованных методах прогноза содержания токсичных и потенциально токсичных элементов в добываемой шахтами горной массе, отходах добычи и углеобогащения. Для объективной оценки воздействия угледобывающей промышленно-

сти и предприятий теплоэнергетики на экологическую ситуацию и планирования наиболее эффективных мероприятий, направленных на ее улучшение, необходимо располагать сведениями о характере распределения и уровне концентрации токсичных элементов в углях и вмещающих породах, извлекаемых в процессе добычи. С целью получения такой информации в Национальном горном университете были выполнены детальные исследования, охватившие всю территорию Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района.

**Последние достижения.** Ранее были исследованы особенности распределения некоторых токсичных и потенциально токсичных элементов в продуктах и отходах обогащения ряда углеобогатительных фабрик Донбасса [1, 2]. В то же время совместное рассмотрение и анализ распределения ртути, мышьяка, бериллия и фтора в углях основных рабочих пластов Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района ранее не выполнялось.

**Формулирование целей.** Основными задачами, решаемыми в данной работе, являлись: ревизия выполненных ранее исследований концентраций ртути, мышьяка, бериллия и фтора в углях основных рабочих угольных пластах; выявление связи и расчет уравнений регрессий между концентрациями этих элементов, петрографическим составом углей и их основными технологическими параметрами.

**Изложение результатов исследований.** Распределение ртути, мышьяка, бериллия и фтора исследованы в основных рабочих угольных пластах на 11 шахтных полях: им. Героев космоса, «Благодатной», «Павлоградской», «Герновской», «Западно-Донбасской №7», «Самарской», «Днепровской», им. Сташкова, «Степной», «Першотравневой», «Юбилейной» и 4 резервных участков: «Морозовского», «Северо-Васильевского», «Свидовского» и «Брагиновского».

Среднее содержание ртути в углях основных рабочих пластов района – 0,29 г/т, что несколько выше предварительной оценке ее среднего содержания в углях мира [3], существенно ниже среднего содержания в целом по бассейну по данным [4] и значительно меньше установленных автором средних содержаний в углях Донбасса марок Д и Г [5]. Фоновое значение - 0,22 г/т.

Анализ связей ртути с органической и минеральной частью углей в целом по району показывает:

1) в 13 пластах:  $c_{11}$ ,  $c_{10}^B$ ,  $c_9$ ,  $c_8^H$ ,  $c_7^B$ ,  $c_7$ ,  $c_7^H$ ,  $c_6^3$ ,  $c_6^1$ ,  $c_5^{2B}$ ,  $c_5^B$ ,  $c_4^2$  и  $c_4$  ртуть относительно равномерно распределена между минеральной и органической составляющей углей;

2) для 9 рассмотренных пластов:  $c_8$ ,  $c_6^B$ ,  $c_6$ ,  $c_6^H$ ,  $c_5$ ,  $c_5^H$ ,  $c_2^1$ ,  $c_2$  и  $c_1$  характерна связь ртути преимущественно с минеральной составляющей углей, причем в пластах  $c_6^B$  и  $c_1$  связь ртути с минеральной составляющей углей по сравнению с другими токсичными и потенциально токсичными элементами максимальна.

Обобщение полученных результатов по всем исследованным пластам в целом по району показывает, что ртуть в основном связана с минеральной составляющей углей. Причем, в пластах регрессивной части подформации преобладает связь ртути с минеральной составляющей углей, а в пластах трансгрессивной части – как с минеральной, так и с органической составляющими углей. Среднее содержание ртути в пластах характеризующихся относительно равно-

мерным ее распределением между органической и минеральной составляющими углей – 0,22 г/т. Для пластов с преобладанием связи ртути с минеральной частью угля ее средняя концентрация достигает 0,47 г/т.

Первая зона углеобразования характеризуется средним содержанием ртути – 0,38 г/т и повышением его концентрации к центральной части разреза зоны. В этом же направлении наблюдается усиление связи ртути с органическим веществом углей, эта закономерность прослеживается и по площади пластов.

Для разреза второй зоны углеобразования характерно незначительное увеличение концентраций ртути от нижних пластов к верхним. Это сопровождается существенным усилением ее связи с органической составляющей угля, при среднем значении 0,27 г/т – минимальном для регрессивной части подформации.

Особенностями распределения ртути в угольных пластах третьей зоны являются максимальные средние концентрации для всей подформации, составляющие в целом для зоны 0,4 г/т, циклическое изменение ее средних значений по пластам в разрезе зоны и наличие их значимой связи со сродством к органическому веществу углей (увеличение содержания ртути сопровождается усилением ее связи с минеральной составляющей).

По разрезу зоны наблюдается резкое снижение средних концентраций ртути в нижней части зоны к ее центру, от пласта  $c_5^H$  – 0,7 г/т (второе по величине содержание для всей подформации) до пласта  $c_5^{2B}$  – 0,02 г/т (минимальное значение для всех пластов подформации), с последующим повышением к пласту  $c_6^B$  (0,8 г/т – максимальная средняя величина концентрации для всей подформации) и резкое уменьшение к пласту  $c_6^1$  (0,3 г/т).

Для угольных пластов четвертой зоны характерна максимальная циклическая изменчивость содержания ртути по разрезу зоны, при среднем содержании 0,17 г/т (минимальном для подформации). В пластах зоны ртуть относительно равномерно распределена между органической и минеральной составляющей угля.

Характерными особенностями содержания ртути в углях пластов пятой зоны углеобразования являются повышение ее содержания к центральной части зоны, при средней концентрации 0,29 г/т, сопровождающееся усилением связи с минеральным веществом угля.

Концентрация ртути в пластах шестой зоны возрастает снизу вверх по разрезу зоны, от пласта  $c_{10}^B$  (0,21 г/т) к пласту  $c_{11}$  (0,54 г/т), при среднем содержании 0,37 г/т. В этом направлении наблюдается незначительное увеличение ее связи с минеральной составляющей углей.

В целом, по разрезу средней высокоугленосной подформации содержание ртути несколько ниже в пластах ее трансгрессивной части (0,25 г/т), чем в регрессивной (0,37 г/т).

Связь ртути с зольностью и сернистостью углей в целом по району описываются уравнениями регрессии:

$$\text{Hg} = 2E-05 A^{d4} - 0,0012 A^{d3} + 0,0198 A^{d2} - 0,1099 A^d + 0,3617$$

$$\text{Hg} = 0,7149 S^3 - 3,3765 S^2 + 5,1567 S - 2,2921$$

Рассмотрение распределения концентраций ртути в пластах по площади и в разрезе средней подформации позволило установить ее значительную и раз-

номасштабную неравномерность, как по площади отдельных пластов, так и в разрезе. Характерным примером являются пласты  $c_{10}^B$  в пределах поля шахты Днепровской (от 0,4 г/т до 0,09 г/т) и  $c_{11}$  на шахте им. Героев Космоса (от 0,9 г/т до 0,09 г/т).

В разрезе отдельных пластов повышенная концентрация Hg обычно наблюдается в их прикровельной части. Влияние вмещающих пород на содержание Hg в угле пластов сказывается в уменьшении ее содержания на участках с существенно глинистым составом кровли. Связь между петрографическим составом углей и концентрациями Hg проявляется в их снижении с увеличением содержания фюзенизированных микрокомпонентов.

Установленные региональные закономерности в распределении концентраций Hg в отдельных пластах по площади района заключаются в том что уменьшение ее содержания в нижней группе пластов происходит по первой зоне углеобразования на северо – запад, по второй – на юго – восток, по третьей – в нижней части от пласта  $c_5^H$  до пласта  $c_5^{2B}$  на юго – восток, в центральной части зоны по пластам  $c_6^H$  и  $c_6$  на юго-запад, и в пластах  $c_6^B$  и  $c_6^1$  на северо – восток, по четвертой во всех пластах на юго – восток, по пятой в начале и завершении зоны на юго – восток, а в пласте  $c_8$  на юго-запад, в шестой зоне по всем пластам на северо-восток.

В пределах отдельных шахтных полей и разведочных участков содержание Hg по всем пластам закономерно возрастает в направлении ближайших региональных разрывных нарушений и их апофиз.

Среднее содержание As в углях основных рабочих пластов района – 18 г/т, что несколько ниже предварительной оценке ее среднего содержания в углях мира -  $20 \pm 3$  г/т [3] и значительно меньше установленных автором средних содержаний в углях Донбасса марок Д и Г [5]. Фоновое значение - 12 г/т.

Анализ связей As с органической и минеральной частью углей в целом по району показывает:

- 1) в 9 пластах:  $c_5^{2B}$ ,  $c_7$ ,  $c_2^1$ ,  $c_{10}^B$ ,  $c_8^H$ ,  $c_7^H$ ,  $c_9$ ,  $c_5^H$  и  $c_2$  наблюдается концентрация As в органической части угля;
- 2) в 5 пластах:  $c_{11}$ ,  $c_4^2$ ,  $c_8$ ,  $c_6^B$ , и  $c_5$  As относительно равномерно распределена между минеральной и органической составляющей углей;
- 3) для 8 рассмотренных пластов:  $c_1$ ,  $c_6^3$ ,  $c_7^B$ ,  $c_4$ ,  $c_6^1$ ,  $c_6$ ,  $c_6^H$  и  $c_5^B$  характерна связь As преимущественно с минеральной составляющей углей.

Обобщение полученных результатов по всем исследованным пластам в целом по району дает основание считать, что As в основном связан с органической составляющей углей. Причем, для регрессивной части подформации в 46,15% пластов преобладает связь As с минеральной составляющей углей, в 23,08% пластов As распределен относительно равномерно между минеральной и органической частями угля и в 30,77% пластов наблюдается преимущественная концентрация As органической составляющей. Для пластов трансгрессивной части фиксируется одинаковое количество пластов, в углях которых происходит накопление As в минеральной составляющей и его относительно равномерное распределение между минеральной и органической составляющими угля (по 22,22% пластов), а в 55,56% пластов основным концентратором As явля-

ется органическая часть углей. Средняя концентрация As в углях пластов с преимущественной его связью с органической частью составляет 11 г/т и значимо не отличается от фонового значения. Среднее содержание As в пластах характеризующихся относительно равномерным его распределением между органической и минеральной составляющими углей – 19 г/т, что значимо не отличается от средней величины по району. Для пластов с преобладанием связи As с минеральной частью угля его средняя концентрация достигает 43 г/т.

Первая зона углеобразования характеризуется средним содержанием As – 18 г/т – минимальном для регрессивной части подформации и достаточно резким его понижением к верхней границе разреза зоны. В этом же направлении наблюдается усиление связи As с органическим веществом углей и ростом абсолютного значения отрицательного коэффициента корреляции с концентрациями гелифицированных микрокомпонентов в углях, эта закономерность прослеживается и по площади пластов.

Для разреза второй зоны углеобразования характерно значительное уменьшение концентраций от нижних пластов к верхним (почти в 2 раза). Это сопровождается существенным ослаблением ее связи с органической составляющей угля и увеличением в ней содержания гелифицированных микрокомпонентов, при среднем значении 22 г/т.

Особенностями распределения As в угольных пластах третьей зоны являются максимальные средние концентрации для всей регрессивной части подформации, составляющие 30 г/т, циклическое изменение его средних значений по пластам в разрезе зоны (исключительно резкое в нижней части зоны – минимальное значение для всей подформации в пласте  $c_5^{2B}$  (6 г/т) и второе и третье по своим величинам максимальные значения для всей подформации в соседних пластах  $c_5^B$  (52 г/т) и  $c_6^H$  (60 г/т) и весьма плавное в верхней) и наличие их значимой связи со сродством к органическому веществу углей (резкое увеличение содержания As сопровождается усилением его связи с минеральной составляющей, увеличением в ее составе глинистой фракции и фюзенизированных микрокомпонентов – в органической составляющей угля).

Для угольных пластов четвертой зоны характерна максимальная циклическая изменчивость содержания As по разрезу зоны, при среднем содержании 34 г/т (максимальном для всей подформации). Разрез зоны начинается с максимального среднего значения концентрации As в пласте  $c_6^3$  (72 г/т) и завершается четвертым по величине значением среднего содержания этого элемента в пласте  $c_7^B$  (47 г/т). В то же время, в угле пласте  $c_7$  наблюдается вторая минимальная для района средняя концентрация As – 6 г/т. Таким образом, четвертая зона является зоной максимальных контрастов по содержанию As в углях района. В пластах зоны содержания As четко коррелируют с его формами концентрации. Угли пластов аномально обогащенных As характеризуются значительной эпигенетической сульфидной минерализацией; высокозольные, с преобладанием в минеральной части угля глинистой составляющей, а в органической части – фюзенизированных микрокомпонентов.

Характерными особенностями содержания As в углях пластов пятой зоны углеобразования являются повышение его содержания к центральной части зо-

ны, при средней концентрации 15 г/т, сопровождающееся усилением связи с минеральным веществом угля. В пластах начала и завершения зоны преобладает связь As с органическим веществом углей.

Концентрация As в пластах шестой зоны возрастает снизу вверх по разрезу зоны, от пласта  $c_{10}^B$  (7 г/т) к пласту  $c_{11}$  (13 г/т), при среднем содержании 10 г/т – самом низком значении для зон. В этом направлении наблюдается незначительное увеличение его связи с минеральным веществом углей.

В целом, по разрезу средней высокоугленосной подформации содержание As несколько ниже в пластах ее трансгрессивной части (23 г/т), чем в регрессивной (26 г/т). Анализ изменения средних значений концентраций As по зонам углеобразования показывает, что их закономерный рост наблюдается в направлении границы между трансгрессивной и регрессивной частями подформации.

Связь мышьяка с зольностью и сернистостью углей в целом по району описываются уравнениями регрессии:

$$As = - 0,0243 A^{d^3} + 1,1172 A^{d^2} - 14,438 A^d + 63,967$$

$$As = 146,76 S^4 - 905,54 S^3 + 2100,8 S^2 - 2175,9 S + 853,83$$

В разрезе большинства пластов повышенная концентрация As обычно наблюдается в их нижней части. Воздействие вмещающих пород на содержание As в угле пластов проявляется в повышении его содержания на участках с существенно глинистым составом почвы. Связь между петрографическим составом углей и концентрациями As проявляется в повышении значений содержания As с увеличением содержания фюзенизированных микрокомпонентов. Основными концентраторами As в минеральной составляющей угля являются в первую очередь диагенетические сульфиды, глинистое вещество и эпигенетическая сульфидная минерализация.

Установленные региональные закономерности в распределении концентраций As в отдельных пластах по площади района заключаются в том что увеличение его содержания по всем пластам наблюдается в северо – восточном направлении.

Среднее содержание Be в углях основных рабочих пластов района – 2,97 г/т, что выше предварительной оценки его среднего содержания в углях мира [3], почти совпадает со «средними фоновыми содержаниями» в углях Донбасса по данным В.Р. Клера [6] и значительно выше установленных автором средних содержаний в углях Донбасса марок Д и Г [5]. Фоновое значение - 2,05 г/т.

При анализе связей Be с органической и минеральной частью углей в целом по району было установлено:

1) в 18 пластах:  $c_{11}$ ,  $c_{10}^B$ ,  $c_9$ ,  $c_8^H$ ,  $c_8$ ,  $c_7^B$ ,  $c_7$ ,  $c_7^H$ ,  $c_6^3$ ,  $c_6^1$ ,  $c_6$ ,  $c_5^B$ ,  $c_5$ ,  $c_5^H$ ,  $c_4$ ,  $c_2^1$ ,  $c_2$  и  $c_1$ , Be преимущественно связан с органической частью угля, причем в 14 пластах  $c_8^H$ ,  $c_8$ ,  $c_7^B$ ,  $c_7$ ,  $c_6^3$ ,  $c_6^1$ ,  $c_6$ ,  $c_5^B$ ,  $c_5$ ,  $c_5^H$ ,  $c_4$ ,  $c_2^1$ ,  $c_2$  и  $c_1$  он, по сравнению с другими токсичными и потенциально токсичными элементами, связан с органической составляющей в максимальной степени, а в пластах  $c_8$ ,  $c_7^B$ ,  $c_5^B$ ,  $c_5^H$ ,  $c_2^1$ ,  $c_2$  и  $c_1$  он является единственным элементом, преимущественно связанным с органической частью углей;

2) только в 4 пластах:  $c_5^{2B}$ ,  $c_4^2$ ,  $c_6^B$  и  $c_6^H$  Be относительно равномерно распределен между минеральной и органической составляющей углей.

Обобщение полученных результатов по всем исследованным пластам в целом по району показывает, что Ве в основном связан с органической частью углей. Причем, только в пластах регрессивной части подформации наблюдается связь Ве как с минеральной, так и с органической составляющими углей.

Первая зона углеобразования характеризуется средним содержанием Ве – 1,83 г/т (минимальном для всей подформации) и понижением его концентрации к верхней части разреза зоны. В этом же направлении наблюдается усиление связи Ве с органическим веществом углей, эта закономерность прослеживается и по всей площади пластов. Среднее содержание Ве в пласте  $c_2^1$  – 1,2 г/т является минимальным для этой подформации.

Для разреза второй зоны углеобразования характерно незначительное увеличение концентраций Ве снизу вверх по разрезу зоны. Это сопровождается усилением его связи с минеральной составляющей угля, при среднем значении 3,71 г/т – максимальном для регрессивной части подформации.

Особенностями распределения Ве в угольных пластах третьей зоны является максимальная контрастность его средних концентраций в пластах по разрезу зоны и их циклическое изменение. Среднее содержание Ве в угольных пластах зоны 3,43 г/т. Увеличение концентрации Ве в пластах  $c_5^{2B}$  (7 г/т – максимальное значение для всей подформации),  $c_6^B$  и  $c_6^H$  сопровождается усилением его связи с минеральной составляющей угля.

Для угольных пластов четвертой зоны характерно повышение содержания Ве в углях пластов от границ зоны к ее центру, при среднем содержании 2,24 г/т (минимальном для трансгрессивной части подформации).

Характерными особенностями содержания Ве в углях пластов пятой зоны углеобразования является понижение его значений к центральной части зоны, при средней концентрации 2,61 г/т.

Концентрация Ве в пластах шестой зоны уменьшается снизу вверх по разрезу зоны, от пласта  $c_{10}^B$  (2,88 г/т) к пласту  $c_{11}$  (2,54 г/т), при среднем содержании 2,71 г/т.

В целом, по разрезу средней высокоугленосной подформации содержание Ве подвержено большим вариациям и выше в пластах ее трансгрессивной части (3,1 г/т), чем в регрессивной (2,46 г/т).

Геохимические ассоциации с Ве образуют Pb, V и Mn со значимыми коэффициентами корреляции соответственно 0,69, -0,41, -0,32.

Связь бериллия с зольностью и сернистостью углей в целом по району описываются уравнениями регрессии:

$$Be = 0,0002 A^{d4} - 0,0126 A^{d3} + 0,2648 A^{d2} - 2,3688 A^d + 10,267$$

$$Be = 33,948 S^4 - 220,41 S^3 + 523,09 S^2 - 537,86 S + 205,44$$

В разрезе одних и тех же пластов наблюдается два противоположных типа распределения Ве: чаще фиксируется повышенная концентрация в приконтактных зонах (при наличии глинистых пород в кровле и (или) почве Относительно щелочные породы) и реже, накопление в центральной части пластов (алевролиты – песчанистые вмещающие породы). Связь между петрографическим составом углей и концентрациями Ве проявляется в резком их снижении с

увеличением содержания фюзенизированных микрокомпонентов и сапропелевого вещества.

Выявленные региональные закономерности в распределении концентраций Ве в отдельных пластах по площади района заключаются в том, что в общем случае повышение его содержания наблюдается в юго – западном направлении, т.е. в сторону Украинского кристаллического щита. Тектоническая нарушенность угольных пластов в пределах отдельных шахтных полей и разведочных участков, так же как и вариации степени углефикации не оказывает значимого влияния на содержание Ве.

Среднее содержание F в углях основных рабочих пластов района – 32,2 г/т, что более чем в 3 раза ниже предварительной оценке ее среднего содержания в углях мира [3] и установленных автором средних содержаний в углях Донбасса марок Д и Г [5]. Фоновое значение - 25,7 г/т.

Анализ связей F с органической и минеральной частью углей в целом по району показывает, что во всех изученных пластах, несмотря на отличия в концентрациях этого элемента на два порядка, F относительно равномерно распределен между минеральной и органической составляющей углей. Для пластов регрессивной части подформации среднее содержание F составляет 38,2 г/т, а для трансгрессивной – 50,6 г/т.

Первая зона углеобразования характеризуется средним содержанием F – 13,2 г/т (минимальное для всей подформации) и повышением его концентрации к центральной части разреза зоны.

Для разреза второй зоны углеобразования характерно незначительное увеличение концентраций F от нижних пластов к верхним, при среднем значении 43,7 г/т.

Особенностями распределения F в угольных пластах третьей зоны являются максимальные средние концентрации для регрессивной части подформации, составляющие в целом для зоны 46,3 г/т, резкие циклические изменения его средних содержаний по пластам в нижней и центральной части разреза зоны (до пласта с<sub>6</sub>) и понижение их к верхней границе разреза.

Для угольных пластов четвертой зоны характерно наличие аномально высоких средних значений в пластах на границах зоны и снижение концентраций в пластах центральной части разреза, при среднем содержании 66,8 г/т (максимальном для всей подформации).

Характерными особенностями содержания F в углях пластов пятой зоны углеобразования является уменьшение его содержания к центральной части зоны, при средней концентрации 38,4 г/т.

Концентрация F в пластах шестой зоны снижается снизу вверх по разрезу зоны, при среднем содержании 36,8 г/т.

Характерной особенностью распределения F в пластах по разрезу зон является наличие минимальных значений в их центральных частях, исключение составляют только вторая и шестая зоны, где концентрации F изучены только по 2 пластам. В целом, по разрезу средней высокоугленосной подформации содержание F существенно выше в пластах ее трансгрессивной части (50,6 г/т),

чем в регрессивной (38,2 г/т). Связь фтора с зольностью и сернистостью углей в целом по району описываются уравнениями регрессии:

$$F = 0,0011 A^{d4} - 0,0307 A^{d3} - 0,2117 A^{d2} + 7,8105 A^d + 1,7264$$

$$F = 1828,4 S^4 - 11905 S^3 + 28238 S^2 - 28839 S + 10734$$

Обобщение полученных в ходе исследований результатов позволяет сформулировать следующие основные выводы:

✓ Во всех исследованных пластах средневзвешенные содержания ртути, мышьяка, бериллия и фтора в пределах Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района не превышают ПДК.

✓ Основная масса содержащихся в углях ртути, мышьяка, бериллия и фтора связана с органической составляющей угля, преимущественно концентрируясь в гелифицированных микрокомпонентах.

✓ Несмотря на ярко выраженное полигенное и полихромное накопление в угольных пластах рассматриваемых элементов концентрация их основной части, происходила на стадиях торфонакопления и раннего диагенеза.

✓ Обратная статистическая связь концентраций кобальта и ванадия в угле пластов с их мощностью также указывает на большую тектоническую подвижность области торфонакопления.

Основное научное значение полученных результатов заключается в расчете средневзвешенных концентраций этих элементов в углях основных пластов и свит, выявление состава и характера их типоморфных геохимических ассоциаций, а также установление причин и особенностей их накопления в углях района.

Основное практическое значение полученных результатов состоит в установлении средневзвешенных содержаний ртути, мышьяка, бериллия и фтора, а также в расчете уравнений регрессии между этими элементами и основными технологическими показателями углей.

#### 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. // Научный вiсник 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. // Научный вiсник НГАУ. -2001. – №4. – С. 89-90.
3. Юдович Я.Э., Кетрис М.П., Мерц А.В. Элементы – примеси в ископаемых углях. Л.: Наука, 1985. – 239 с.
4. Карасик М.А., Дворников А.Г. Ртутоносность углей Донецкого бассейна и продуктов их переработки. М., 1968. 48с
5. Ишков В.В. Проблеми геохімії “малих” і токсичних елементів у вугіллі України // Научный вiсник Національної гірничої академії України № 1. – Дніпрпетровськ, НГАУ, 1999. – с. 128 – 132.
6. Клер В.Р. Изучение сопутствующих полезных ископаемых при разведке угольных месторождений. М.: Недра, 1979. – 272 с.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м.н. Нагорным Ю.Н.  
Поступила до редакції 29.10.2012*

## **АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ ЭМИССИИ МЕТАНА ПРИ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИИ ИЗ ГАЗО-УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Проанализирована эффективность способов повышения интенсификации газовыделения из угольных пластов. Определены критерии выбора вида техногенного воздействия с целью интенсификации газовыделения из угольного пласта.

Проаналізована ефективність способів підвищення інтенсифікації газовиділення з вугільних пластів. Визначено критерії вибору виду техногенного впливу з метою інтенсифікації газовиділення з вугільного пласту.

The efficiency of ways to improve the intensification of gas emission from coal beds is analysed. Criteria determination of selection of the technogenic effects form to intensify the gas release from the coal seam is considered.

При современном уровне развития техники и технологии добычи угля извлечение метана экономически оправдано только тогда, когда природная проницаемость угольных пластов превышает 1 мили Дарси (мД). В Украине природная проницаемость пластов в большинстве случаев составляет величину менее 1 мД, поэтому технологии извлечения должны обладать возможностью активного воздействия на угольный коллектор.

Извлечение угольного метана из недр может осуществляться или предварительно, или попутно с горными работами. На рисунке приведены стадии развития работ по извлечению шахтного метана [1].

Целью работы является установление факторов, определяющих выбор эффективного способа воздействия на угольный пласт для интенсификации выделения метана.

Способы предварительного извлечения метана из угольных пластов позволяют использовать более 90 % ресурсов, в то время как методами попутной добычи может быть извлечено лишь несколько процентов угольного метана.

В работе [2] утверждается, что для предварительного извлечения метана из неразгруженных угольных пластов потребуются существенные энергетические затраты. В то же время, содержащийся в угле метан обладает внутренней энергией межмолекулярного взаимодействия, которая никогда не учитывалась при анализе природной системы «уголь-метан».

Известны также активные методы воздействия на горный массив в виде способов разгрузки угольного пласта вертикальными и горизонтальными скважинами. Пробуренные с поверхности скважины позволяют целенаправленно изменять и управлять геомеханическим и газодинамическим состоянием пласта с целью интенсификации газовыделения из природных углей.

Бурение вертикальных скважин для заблаговременного извлечения метана из неразгруженных угольных пластов, приводит к перераспределению напряжений и разрушению угля в окрестности этих скважин. При этом в угольном пласте симметрично оси скважины формируется пять различных зон. Оценка размеров интересующих зон структурной нарушенности в окрестности

добычной скважины дает для зоны предельного равновесия величину порядка 2-3 метров, а для упругой фильтрующей зоны - порядка 1,5-2 м.

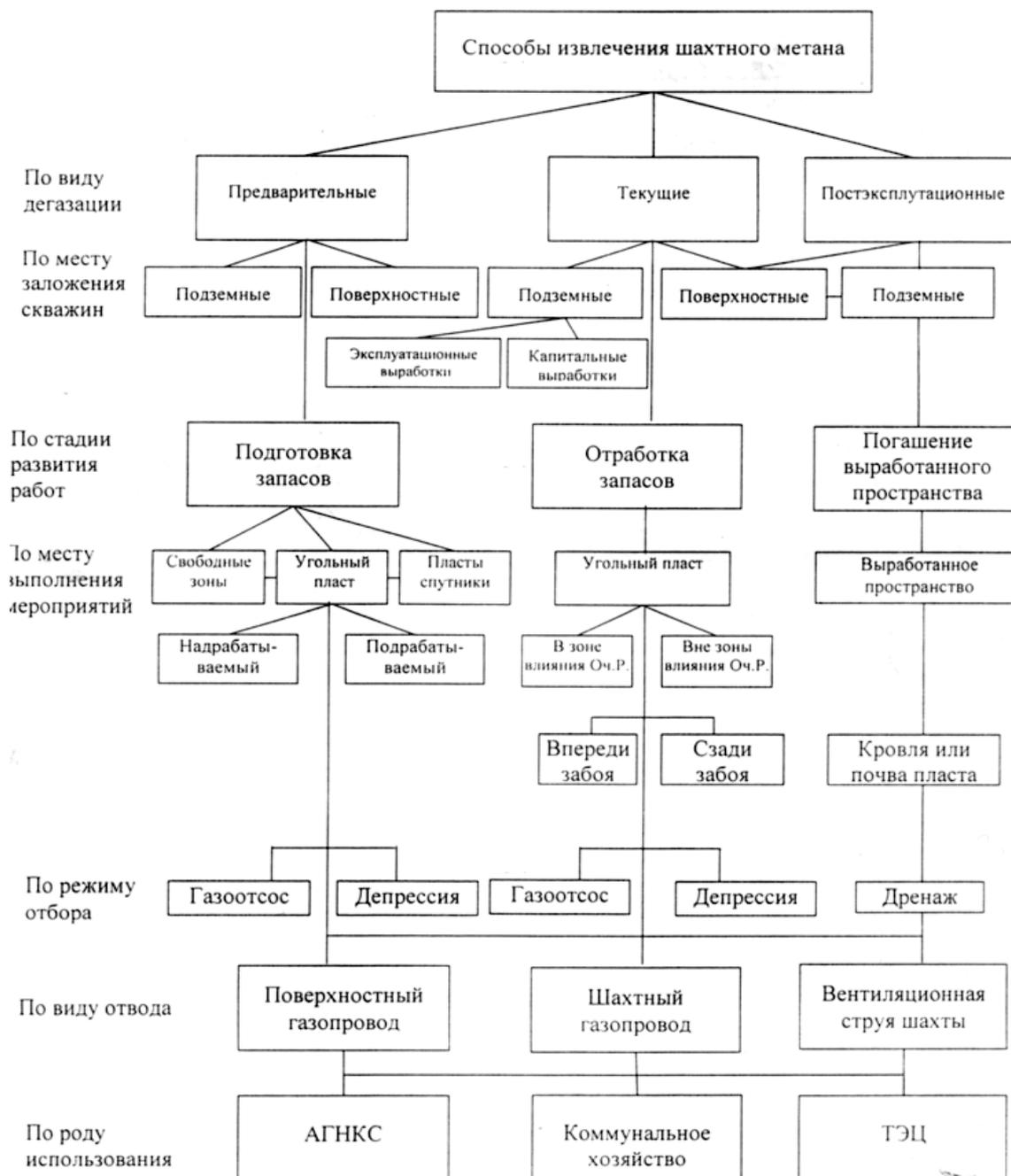


Рис. 1. Стадии развития работ по извлечению шахтного метана

Способ предварительной дегазации неразгруженных угольных пластов с поверхности с помощью горизонтальных скважин предполагает бурение управляемой скважины с поверхности, которая пересекает намеченный участок пластов и продолжается далее в границах пласта или намеченной зоны напластования до достижения требуемой глубины.

Наименьшее значение проницаемости, при котором дегазация горизонтальными скважинами целесообразна, составляет величину порядка  $10^{-3} - 10^{-5}$

мД, что характерно для угольных пластов основных месторождений Украины. При этом одна горизонтальная скважина может заменить 5 вертикальных скважин, а с учетом неоднородности это соотношение может составить 1:20.

Способ заблаговременной дегазации неразгруженных угольных пластов скважинами с поверхности путем изменения геомеханического состояния углевмещающей толщи находится на стадии теоретической проработки. При этом результаты моделирования на эквивалентных материалах, имитирующих различное строение толщи сближенных пластов, разную степень и порядок их дегазации, показали, что при извлечении метана из угольных пластов происходит формирование зон разгрузки, аналогичных тем, которые имеют место при добыче угля.

Физическое и компьютерное моделирование геомеханического состояния горного массива при извлечении из него флюидов подтверждает факт образования зон разгрузки и свидетельствует о проявлении своеобразного эффекта «подработки-надработки» угольных пластов, оказывающего существенное влияние на их проницаемость и способность к газоотдаче.

Наиболее распространенные способы управления газовыделением из пластов основаны на механизме воздействия на угленосную толщу с целью нарушить равновесное состояние системы "уголь-метан" путем приложения механической или тепловой энергии. В результате чего повышается газопроницаемость угольного массива и формируется направленное движение десорбированного метана в дегазационные выработки и скважины [3].

Неразгруженный от горного давления угольный пласт представляет собой пористую природную систему, которая имеет замкнутые, изолированные между собой поры и является газоносной не фильтрующей средой.

Разгрузка такой среды от горного давления приводит к увеличению проницаемости, появлению трещин и объединению их в фильтрационные каналы, что в свою очередь увеличивает количество десорбированного метана и выделение его в горную выработку или скважину. При этом учитывается, что растворенный метан является фактором, способствующим росту трещин, так как он снижает эффективную трещиностойкость угля, разрывая микроструктурные связи при изменении напряженного состояния угольного скелета, а также уже в свободном состоянии участвует непосредственно в развитии трещины. Эти данные доказывают, что сорбированный газ обладает упругостью, ранее не учитываемой при анализе системы уголь-метан, а его наличие в угле в несколько раз уменьшает значение трещиностойкости.

Существующие и разрабатываемые методы интенсификации газовыделения из углей и угольных пластов можно разделить на три группы. К первой группе относятся методы, основанные на механическом дроблении угля, повышении его газопроницаемости и высвобождении адсорбированных газов, находящихся в макропорах. Вторую группу составляют так называемые физико-химические методы, основанные на растворении неорганических минеральных компонентов угля или на вытеснении сорбированных газов поверхностно-активными веществами. В третью группу методов входят те, в которых деструкция системы "уголь-газ" осуществляется на молекулярном и надмолекуляр-

ном уровне (термобароградиентный и виброволновой (ультразвуковое и электромагнитное воздействие)).

Исходя из вышеизложенного, степень дегазации угольного пласта, а значит и скорость газовыделения из него, определяются уровнем деструкции природной системы "уголь-метан", для которой требуется определенная внешняя энергии в зависимости от формы нахождения газовой компоненты в рассматриваемой системе.

Среди активных методов повышения газо-эмиссионной способности угольных пластов наиболее действенными в настоящее время оказались способы гидроразрыва (гидрорасчленения, гидродробления), гидродинамического воздействия, камуфлетного взрывания малых зарядов, физико-химического и электрофизического воздействия.

Гидравлический разрыв угольных пластов рассматривается как процесс развития разрывных нарушений в элементах массива горных пород за счет изменения гидрогеомеханической ситуации при фильтрации жидкости под давлением. В качестве критерия разрушения принято условие прочности на растяжение под действием эффективных напряжений. Для решения задач фильтрации и разрушения массива преимущественно используется метод конечных элементов с применением процедуры фиктивных узловых сил.

Во время проведения мероприятий по осуществлению гидроразрыва в выбранном интервале скважины, при закачке в неё жидкости создается высокое давление. На первом этапе в призабойной зоне происходит расширение естественных трещин. Когда давление нагнетаемой жидкости превысит определенную величину, трещины соединяются, причем образование одних может приводить к закрытию других. В породах создается несколько широких трещин большой протяженности, т. е. происходит гидравлический разрыв.

В исследованиях механических процессов, происходящих в горных породах при гидроразрыве, обычно рассматривается возникновение и развитие одиночной трещины при закачке нефилтующейся жидкости. Полагают, что закономерности гидроразрыва фильтрующейся жидкостью будут аналогичными. Рассмотрим подробнее процессы, возникающие в массиве горных пород при закачке фильтрующейся жидкости.

Трещины гидроразрыва зарождаются и развиваются в результате взаимовлияния гидродинамических и геомеханических сил. Закачка жидкости в определенном интервале скважины приводит к изменению гидростатического давления и гидродинамических сил вокруг скважины, что создает в породе вокруг нее дополнительные деформации и напряжения, при которых и происходит гидроразрыв. Деформирование и разрушение пород, в свою очередь, влияют на фильтрационные процессы.

Особенностью процесса гидродинамического воздействия является приложение к свободным поверхностям угольного пласта знакопеременных нагрузок. Эти нагрузки создаются повышением и сбросом давления закачанной в пласт рабочей жидкости. При этом открытые поры угля заполняются водой (в трещинах и порах диаметром более  $10^{-9}$  м происходит прямая фильтрация, а поры с меньшими размерами заполняются жидкостью посредством сил капил-

лярного поднятия). Газ, находящийся в заполняемом жидкостью фильтрующем объеме, вытесняется вглубь массива. При сбросе давления происходит резкое изменение в напряженном состоянии массива. Жидкость и вытесняющий ее газ движутся в сторону скважины. Однако скорость изменения давления на стенках скважины значительно опережает скорость обратной фильтрации жидкости в поровом пространстве угля. В результате в пласте возникают силы, направленные на отрыв заполненного жидкостью слоя угля. Образование при отрыве этого слоя новых поверхностей вызывает десорбцию газа с этих поверхностей, что способствует дальнейшему разрушению угля [4].

Следующая группа активных методов интенсификации эмиссии метана угле породного массива основана на использовании камуфлетных (торпедирующих) взрывов малых зарядов взрывчатых веществ, размещаемых в дегазационных скважинах. Известно, что при таком воздействии на пласт возникает волна дробления, распространяющаяся от очага взрыва в окружающую среду и обеспечивающая развитие локальных очагов разгрузки, эффективный радиус которых зависит от мощности заряда, физико-механических свойств угля и вмещающих пород, конкретных геолого-структурных особенностей залегания пласта и других факторов.

При торпедировании скважин или взрывании камуфлетных зарядов в угольном пласте образуются зоны разгрузки и переуплотнения, что в 2-3 раза, увеличивает интенсивность дегазации не только за счет повышения трещиноватости и газопроницаемости пород, но и в результате действия механизма «отсоса» газов в очаг взрыва, где формируется волна разрежения.

Эффективность торпедирования скважин или камуфлетного взрывания достаточно высока: газоотдача увеличивается до 55-60%, однако развитие этих методов сдерживается их высокой сложностью и трудоемкостью.

Перспективным методом интенсификации газоотдачи угольных пластов, направленным на деструкцию микро поровых и надмолекулярных структур угольного вещества, сл

Зедует считать термобарогradientный способ воздействия на систему «уголь-газ». Данный способ реализуется путем применения специального скважинно-бурового оборудования, обеспечивающего создание на забое скважина высоких перепадов давления и температуры. Возникающие при этом депрессионно-вакуумные эффекты вызывают образование постепенно продвигающихся вглубь угольного пласта зон разупрочнения-сжатия, активирующих деструкцию надмолекулярных структур угольного вещества и интенсивное выделение связанных газов.

Несомненным преимуществом этого метода является возможность его применения для интенсификации эмиссии метана не только средне метаморфизованных каменных углей, но и антрацитов, что существенно увеличивает число возможных объектов для извлечения угольного метана.

Особый интерес представляют развиваемые рядом исследователей способы интенсификации процессов дегазации, основанные на вибрационно-волновом воздействии на угольный пласт. В основе этих электрофизических способов находится поэтапное «закачивание» в пласт энергии упругих дефор-

маций с последующим или одновременным воздействием на молекулярные и надмолекулярные структуры угольного вещества средне-высокочастотным электромагнитным излучением (от 60 Гц до 100 МГц).

Однако, принципиальная возможность создания технологии добычи метана не позволяет установить однозначно критерии выбора видов техногенного воздействия на угольный пласт с целью интенсификации его газовыделения. Это обусловлено тем, что эти критерии должны отвечать на вопрос, какой вид воздействия является оптимальным для конкретного угольного пласта, состоящего из угольного вещества, достигшего определенной степени метаморфизма.

В шахтных условиях пока не получены сравнительные тенденции и закономерности, определяющие степень применимости основных видов воздействия для углей различной степени метаморфизма. Эти результаты получены в работе [5], где конкретно выявлялась реакция природной системы "уголь-газ" на три вида техногенного воздействия, а именно: силовое, тепловое и виброволновое. При этом три вида внешнего воздействия исследованы как теоретически, так и экспериментально.

Эти исследования показали, что методы внешнего воздействия эффективны в своей области изменения степени метаморфизма углей (тепловой –  $V^T = 2-42\%$ ; силовой –  $V^T = 2-17,6\%$ ; виброволновой -  $V^T > 25\%$ ), а в комплексе они перекрывают всю область известных значений степени метаморфизма углей от 2 до 42 %.

В качестве основных критериев выбора видов техногенного воздействия с целью интенсификации газовыделения из угольного пласта выбраны следующие:

- горно-геологические условия залегания угольного пласта;
- степень метаморфизма вещества угольного пласта;
- степень извлечения угольного метана в результате интенсификации газовыделения метана из угольного пласта после применения техногенного воздействия и возможность обеспечения требуемых дебитов угольного метана;
- энергетические затраты на реализацию техногенного воздействия;
- энергетические затраты на 1 м<sup>3</sup> добываемого угольного метана.

В ходе исследований получены следующие результаты:

- установлено, что методы воздействия на угольный массив, способствующие интенсификации количества метана заблаговременно добываемого из угольного месторождения, являются важным элементом технологии промышленной добычи метана;

– наиболее перспективным путем обеспечения физической основы добычи метана из неразгруженных пластов на больших глубинах являются исследования трансформации структуры газоносного угольного вещества на высших уровнях строения;

- по результатам выполненного анализа рассмотренные методы интенсификации газовыделения из угольных пластов были разделены на три группы:

1) методы, основанные на механическом дроблении угля, повышении его газопроницаемости и высвобождении адсорбированных газов, находящихся в макропорах;

2) физико-химические методы, основанные на растворении неорганических минеральных компонентов угля или на вытеснении сорбированных газов поверхностно-активными веществами;

3) методы, основанные на высвобождении метана на молекулярном и надмолекулярном уровне (термобароградиентный и виброволновой);

– установлено также, что силовой вид воздействия наиболее эффективен для углей типа антрацитов, тощих и паровично-спекающихся, т.е. углей, имеющих  $U_r = 4-17,6 \%$ .

При этом: КПД использования энергии гидроразрыва оценивается величиной менее 1%; тепловое воздействие эффективно практически для углей видов метаморфизма; для достижения существенного эффекта (до 20%) требуется, чтобы тепловое воздействие проводилось в сравнительно легко достижимом на практике диапазоне температур  $40-80^{\circ}\text{C}$ ; виброволновой вид воздействия обеспечивает дополнительный эффект интенсификации извлечения метана за счет воздействия на мезо- и макропоры угольного вещества, т.е. вид воздействия даст наибольший эффект для мезо пористых углей, к которым относятся угли с  $U_r > 25 \%$ .

Таким образом, рассмотренные методы внешнего воздействия на угольное вещество эффективны в своей области изменения степени метаморфизма углей (тепловой -  $U_r = 2-42 \%$ ; силовой -  $U_r = 2-17,6 \%$ ; виброволновой -  $U_r > 25 \%$ ), а в комплексе они перекрывают весь диапазон известных значений степени метаморфизма углей от 2 до 42%.

#### Список литературы

1. Л.Н. Ширин, Н.А. Дудля, К.К. Софийский. Перспективы добычи шахтного метана из угольных отложений Донбасса. Научный журнал (Геология. Горное дело. Нефтегазовое дело) / ПНГУ им. Ю. Кондратюка, №1 2012 г., с.173.

2. Пучков Л.А. Реальность промысловой добычи метана из неразгруженных угольных пластов. М., МГГУ, 1996, 32 с.

3. Айруни А.Т., Бобин В.А. и др. "Газообильность каменноугольных шахт СССР. Эффективные способы искусственной дегазации угольных пластов на больших глубинах". М.: Наука, 1987, 200 с.

4. А.Ф. Булат, К.К. Софийский, Д.П. Силин, Э.И. Мучник и др. Гидродинамическое воздействие на газонасыщенные угольные пласты. Днепропетровск, 2003. – 220 с.

5. Броннер Д. Дж., Томпсон С., Ванги В. "Обзор появляющихся технологий извлечения газа", в сб. "Сокращение эмиссии метана: доклады II Международной конференции". Новосибирск, Изд-во СО РАН, 2000, с. 364-372.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.  
Надійшла до редакції 30.10.2012*

© А.А. Ангеловский, Ю.А. Жулай, В.В. Зберовский, А.С.Ворошилов

## ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ГЕНЕРАТОРА УПРУГИХ КОЛЕБАНИЙ ПРИ ГИДРОРЫХЛЕНИИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

В работе приведены результаты теоретического определения параметров гидроимпульсного воздействия при гидрорыхлении угольного пласта в направлении малой проницаемости. Установлено, что значения импульсов давления, создаваемых генератором упругих колебаний, должны составлять 2,0 – 6,0 МПа при частоте их следования 1 – 7 кГц.

В роботі наведені результати теоретичного визначення параметрів гідроімпульсної дії при гідророзпушуванні вугільного пласта у напрямку малої проникності. Встановлено, що значення імпульсів тиску, створюваних генератором пружних коливань, повинні складати 2,0 – 6,0 МПа при частоті їх проходження 1 – 7 кГц.

In this paper the results of theoretical definition of pulse action parameters at hydraulic loosening of a coal layer in direction of small permeability are summarized. It is determined that the values of pressure pulses generated by elastic vibration generator should reach 2,0 – 6,0 MPa at pulse repetition frequency in the range from 1 to 7 kHz.

Анализ результатов гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов в условиях больших глубин показывает, что при статическом нагнетании жидкости под расчетным давлением  $(0,75-1,0) \gamma H$  [1] параметры способа не всегда в полной мере обеспечивают безопасность ведения горных работ. Например, при расположении фильтрационной камеры в разгруженной зоне происходит свободная фильтрация жидкости по трещинам в выработанное пространство. А при расположении фильтрационной камеры в зоне повышенного горного давления или за ней, из-за низкой водопроницаемости угля возрастает вероятность гидроотжима одной из пачек угольного пласта или неуправляемого процесса гидроразрыва по трещинам напластования и прослоям, слагающим пласт.

Поэтому, единственным способом проведения выработок по неразгруженным выбросоопасным пластам остается применение буровзрывных работ в режиме сотрясательного взрывания. Что в свою очередь является сдерживающим фактором проведения выработок и дополнительным источником возгорания метановоздушной смеси в выработке.

В то же время известно, что применение импульсных режимов воздействия, в отличие от статического, приводит к снижению прочностных характеристик горных пород и повышению эффективности нагнетания [2]. Работы, проведенные по исследованию параметров гидроимпульсного воздействия с целью пылеподавления, а затем и гидрорыхления выбросоопасных угольных пластов при проведении выработок комбайнами [3, 4] позволили в значительной мере продвинуться в решении данной проблемы. Вместе с тем в решении задач предельного состояния угольного пласта при высоконапорном нагнетании жидкости, в том числе и при гидроимпульсном воздействии, до настоящего времени имеется ряд нерешенных вопросов.

Одной из нерешенных задач исследований, выполненных в работах [2-4], является определение рациональных параметров импульсного нагружения угольного пласта при гидрорыхлении и соответствие динамических характеристик погружного кавитационного генератора упругих колебаний (ГК) этим величинам.

**Целью** настоящей работы является определение рациональных параметров (импульсов давления и частоты их следования) гидроимпульсного воздействия на угольный пласт и соответствие амплитудно-частотных характеристик ГК этим параметрам.

Погружной кавитационный генератор упругих колебаний представляет собою трубку Вентури специальной геометрии. В зависимости от его геометрических параметров, при установившемся режиме давления на входе  $P_0$  и давлении подпора  $P_1$  ( $P_0$  и  $P_1 = \text{const}$ ) в проточном канале генератора реализуется периодически-срывное кавитационное течение жидкости. При этом осевшая каверна растет до максимальных размеров, а потом происходит отрыв всей её диффузорной части и захлопывание со стабильной частотой (рис. 1).

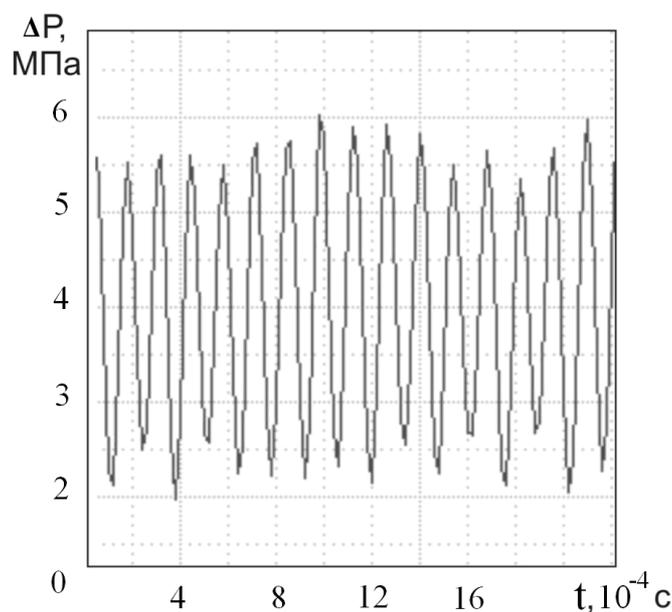


Рис. 1. Копия оциллограммы с записью автоколебаний давления  $\Delta P_1$  с частотой  $f = 7500$  Гц за ГК-2,5 при  $P_0 = 20,0$  МПа

Использование такого типа устройства в качестве источника гидродинамических волн позволяет реализовать способ создания импульсов давления жидкости, получаемых на выходе генератора. При этом возможность расположения ГК в фильтрационной части скважины позволяет передавать энергию импульсов давления непосредственно угольному пласту.

Динамические характеристики - частота и «двойная амплитуда» высокочастотных кавитационных автоколебаний определяются геометрическими и режимными параметрами кавитационного генератора. Под «двойной амплитудой», вследствие негармонической формы колебаний, понимается величина размаха  $\Delta P_1 = P_{1\text{max}} - P_{1\text{min}}$ , где  $P_{1\text{max}}$  и  $P_{1\text{min}}$  – максимальное и минимальное зна-

чения давления в импульсе. При этом установлено, что наиболее развитые кавитационные автоколебания, частотой и амплитудой которых в широком диапазоне значений легко управлять геометрическими и режимными параметрами, наблюдаются в гидравлической системе при значениях угла раскрытия диффузора генератора  $15^\circ < \beta < 45^\circ$ .

Теоретическому исследованию импульсного нагнетания жидкости в пласт было уделено внимание в работе [2]. По мнению авторов работы, сущность импульсного нагнетания состоит в использовании высокого и сверхвысокого давления жидкости (от 10 МПа до нескольких сотен), действующего в течение малого промежутка времени. Такое воздействие порождает в упругой среде переменное напряжение, которое, распространяясь в виде волн, не перегружает массив угля в целом, а обеспечивает образование системы разветвленных микротрещин. Это приводит к повышению эффективной пористости угля, а, следовательно, обеспечивает повышение эффективности его дегазации и увлажнения.

В отличие от статического нагнетания, воздействие на горные породы высокочастотной гидроимпульсной вибрацией приводит к росту динамической нагрузки и скорости развития деформации  $\dot{\epsilon}$ , снижению угла внутреннего трения и уменьшению отношения углов внутреннего трения при динамическом и статическом нагружениях  $\rho^d/\rho^{ст}$  (рис.2) [5].

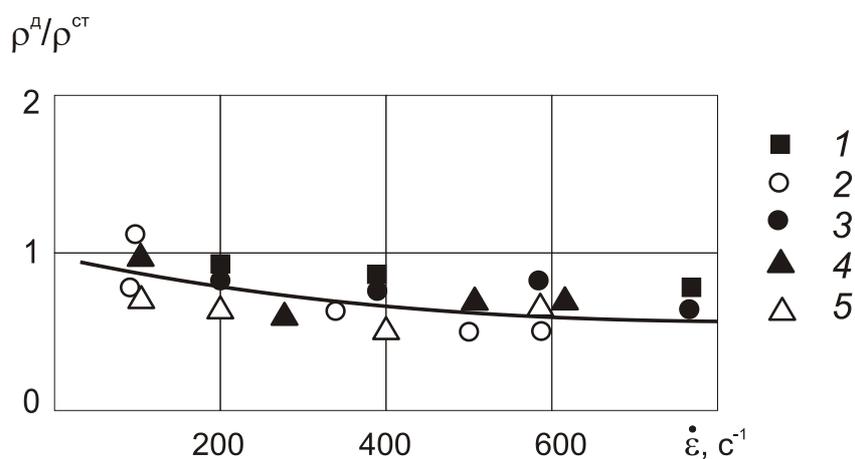


Рис. 2. Зависимость изменения скорости развития деформаций при изменении внутреннего трения: 1 и 2 – песчаник; 3 – габбро; 4 – аргиллит; 5 – известняк

Снижение сил внутреннего трения приводит к нарушению равновесия между силами сцепления горных пород, горизонтальной и вертикальной составляющими горного давления и зарождению касательных напряжений. При достижении критических значений скорости развития деформаций инициируется разрушение на сдвиг.

Таким образом, применение высокочастотной гидроимпульсной вибрации позволяет, изменяя силы внутреннего и внешнего трения нарушить равновесие сил вертикальной и горизонтальной составляющих горного давления и инициировать развитие деформаций сдвига, то есть трещинообразование.

Отличительной особенностью трещин сдвига является то, что они образуются в точке концентрации максимальных касательных напряжений под различными углами наклона к напластованию.

Обоснование параметров импульсного воздействия было предложено в работе [3], где скорость деформаций выражена в следующем виде

$$\dot{\varepsilon} = \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{4\Delta P \cdot f}{E}, \quad (1)$$

где  $\varepsilon$  – линейная деформация угля;  $\Delta P$  – импульсное давление;  $f$  – частота импульсов;  $E$  – модуль упругости угля; 4 – коэффициент, определяемый из условий равенства между собою длительности и скважности, длительностей возрастания и затухания импульсов по экспериментальной зависимости изменения импульсов давления во времени, которая приведена на рисунке 3

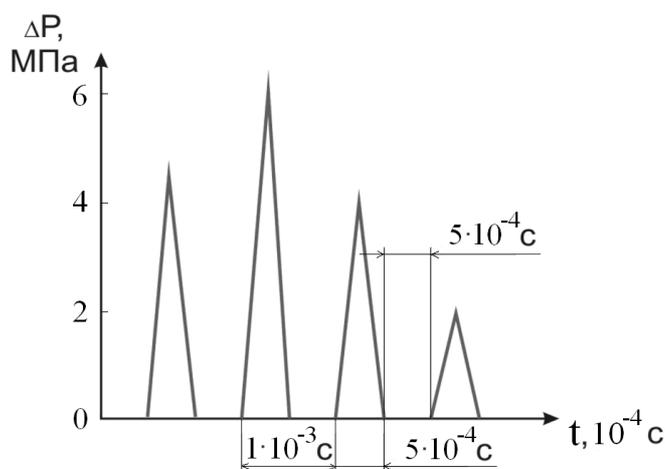


Рис. 3. Копия осциллограммы изменения импульсов давления  $\Delta P_1$  во времени за генератором при  $P_0 = 16$  МПа и частоте  $f = 1000$  Гц

Из выражения (1) можно определить величину импульсного давления в зависимости от частоты и значений модуля упругости угля

$$\Delta P = \frac{\dot{\varepsilon} E}{4f}. \quad (2)$$

Линейная деформация угля  $\dot{\varepsilon}$ , согласно зависимости изменения скорости развития деформаций (рис. 2), принимается в пределах  $480 \dots 500 \text{ с}^{-1}$ , так как при  $\dot{\varepsilon} > 500 \text{ с}^{-1}$  значения коэффициента трения практически стабилизируются и не могут оказать существенного влияния на изменение величины импульса [5]. Значение модуля упругости для угольных пластов при сжатии по напластованию составляет  $3 \cdot 10^2 \text{ МПа} \leq E \leq 5 \cdot 10^2 \text{ МПа}$ , а перпендикулярно напластованию  $E = 2 \cdot 10^3 \text{ МПа}$ . Для этих значений по выражению (2) установлены теоретические зависимости величины импульсного давления  $\Delta P$  от частоты их следования  $f$  (рис. 4).

Анализ установленных зависимостей показывает, что для инициирования деформаций сдвига в условиях сжатия пласта по напластованию давление гидроимпульсного воздействия должно составлять  $70 - 10$  МПа, а частота следования импульсов  $1 - 7$  кГц соответственно.

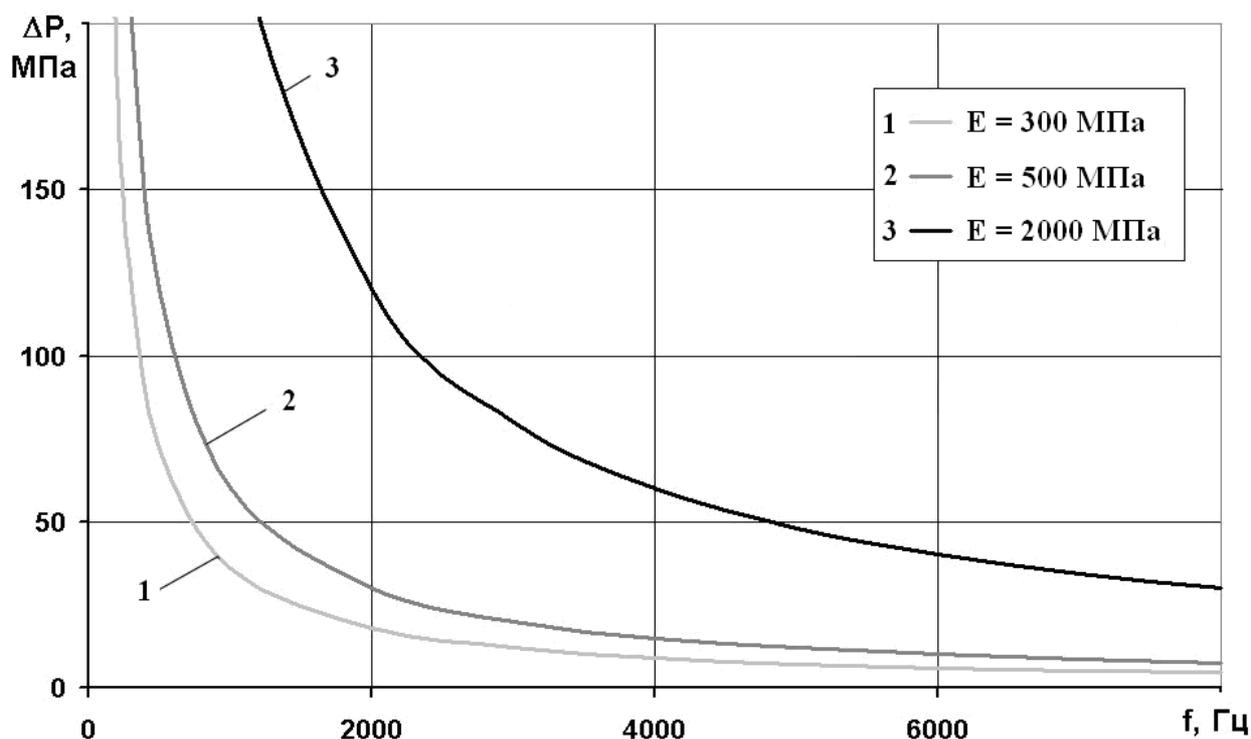


Рис. 4. Теоретические зависимости величин импульсов давления  $\Delta P$  от частоты их следования  $f$  для различных значений модуля упругости  $E$

Здесь необходимо отметить, что в настоящее время технические средства импульсного воздействия, способные реализовать такие значения импульсов в указанном частотном диапазоне отсутствуют. Вместе с тем результаты горно-экспериментальных исследований [4, 6] показали, что применение генераторов упругих колебаний при гидрорыхлении выбросоопасных угольных пластов приводит к быстрому, в течение 3-5 мин, изменению состояния краевой части пласта, перераспределению напряжений и интенсификации газовыделения. Это указывает на то, что необходимы дополнительные теоретические исследования установленных закономерностей (1) и (2).

Анализ условий применения гидроимпульсного воздействия на выбросоопасные угольные пласты и его параметров показали, что проникновению жидкости в пласт на глубинах более 800 м препятствуют силы горного давления  $\gamma H \approx 20,0 \dots 25,0$  МПа, силы трения и сопротивление угля сдвигу  $K = 2,0 \dots 6,0$  МПа, давление газа в пласте  $P_f = 1,0 \dots 12,0$  МПа, а зависимость изменения импульсов давления во времени имеет некоторые отличия. К этим отличиям (см. рис. 1 и 3) следует отнести частоту следования импульсов, которая почти на порядок превышает частоту, полученную ранее и отсутствие скважности импульсов.

С учетом этих особенностей, при отсутствии скважности импульсов выражение для определения скорости деформаций (1) запишется в виде

$$\dot{\varepsilon} = \frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{\Delta P \cdot f}{E}. \quad (3)$$

Исследованиями [7], связанными с разрушением угля при горных ударах и внезапных выбросах, установлено, что наиболее резкий спад прочности углей

наблюдается в интервале развития деформаций со скоростью от 1 до  $10 \text{ с}^{-1}$ . При скорости развития деформаций более  $10 \text{ с}^{-1}$  инициируется разрушение угля на сдвиг. Тогда для предельного случая скорости развития деформации равной  $\dot{\varepsilon}=10 \text{ с}^{-1}$ , из выражения (3) получим:

$$\Delta P = \frac{10E}{f} \quad (4)$$

Зависимости значений импульсов давления от частоты их следования при различном значении давления на входе генератора  $P_0$ , рассчитанные по выражению (4), приведены на рис. 5.

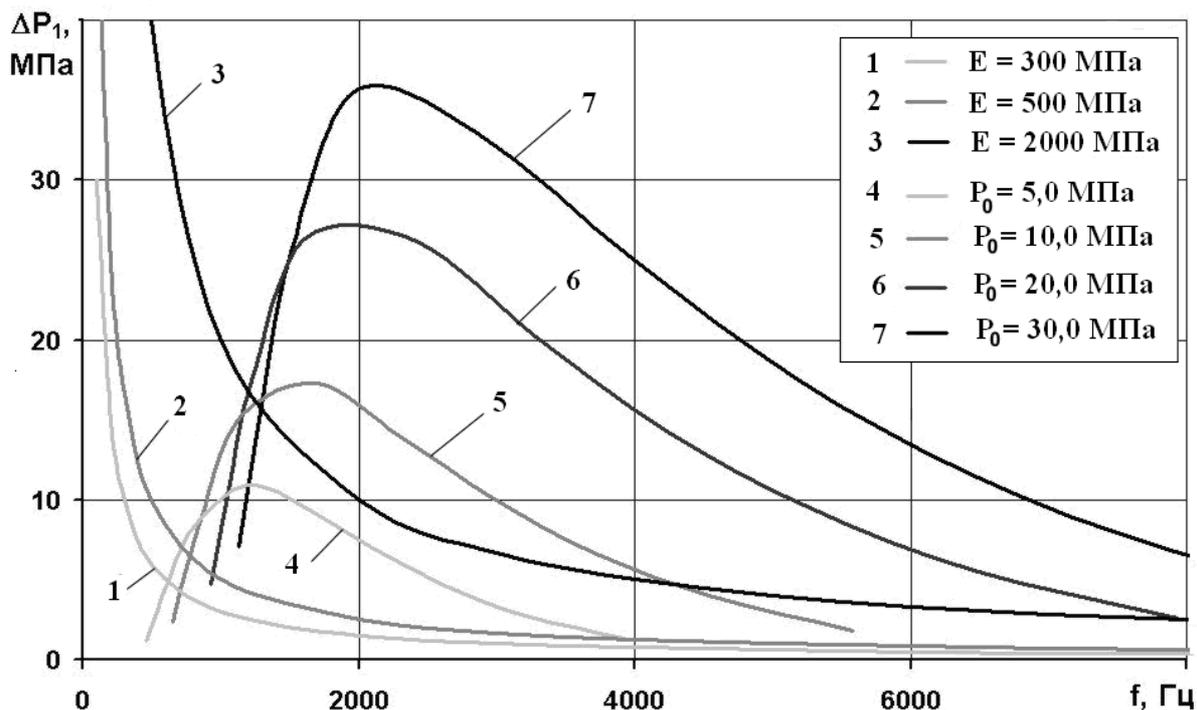


Рис. 5. Теоретические зависимости импульсов давления  $\Delta P$  от частоты их следования  $f$  для различных значений модуля упругости  $E$  и АЧХ генератора упругих колебаний ГК-2,5 при различных значениях давления  $P_0$

Сопоставление теоретических зависимостей значений импульсов давления от частоты их следования (кривые 1-3), приведенных на рисунках 4 и 5 показывает, что для предельного случая скорости развития деформации ( $\dot{\varepsilon}=10 \text{ с}^{-1}$ ), т.е. в условиях выбросоопасных угольных пластов, для инициирования деформаций сдвига требуются более низкие значения импульсов давления.

Как показала многолетняя практика ведения работ по гидрорыхлению угольных пластов, основным недостатком статического нагнетания жидкости является низкая эффективность трещинообразования при нагнетании жидкости в разнонаклонных плоскостях относительно напластования угольных прослоев. Данным условиям соответствует теоретическая зависимость значений импульсов давления от частоты их следования (кривая 3, рис. 5) при  $E = 2 \cdot 10^3 \text{ МПа}$  и  $\dot{\varepsilon}=10 \text{ с}^{-1}$ . На рис. 5 также приведены и амплитудно-частотные характеристики (АЧХ) ГК-2,5 (теоретические зависимости размаха колебаний давления на выходе генератора  $\Delta P_1$  от частоты  $f$ ) при значениях давления нагнетания  $P_0$  от

5,0 МПа до 30,0 МПа. Эти зависимости построены по результатам их расчетов приведенных в работе [6], в которой обосновано давление нагнетания жидкости  $P_0 = 20$  МПа, как обеспечивающее достаточный уровень импульсного нагружения выбросоопасных пластов от 6 до 28 МПа с частотой  $f = 1 - 7$  кГц в диапазоне значений давления подпора  $P_1 = 2 - 12$  МПа.

При гидроимпульсном воздействии на угольный пласт давление нагнетания жидкости не превышает расчетную величину гидроразрыва угольного пласта  $P_n \leq 0,75\gamma H$ , которая для  $H=1000$  м составляет 22 МПа. При этом достигается эффективное трещинообразование в разнонаклонных плоскостях по мощности пласта, снижается вероятность прорыва жидкости в забой выработки и обеспечивается безопасность ведения горных работ.

Полученные результаты теоретического исследования зависимостей величины импульсов давления  $\Delta P$  от частоты их следования  $f$  при гидроимпульсном воздействии на угольный пласт в направлении малой проницаемости позволили сформулировать следующие выводы:

- теоретически определено, что значения импульсов давления, создаваемых генератором упругих колебаний, должны достигать 6,0...2,0 МПа при частоте их следования в диапазоне от 1,0 до 7,0 кГц соответственно;

- установлено, что амплитудно-частотные характеристики генератора упругих колебаний при давлении на его входе  $P_0 = 20,0$  МПа удовлетворяют требованиям зависимостей рациональных значений импульсов давления от частоты их следования и обеспечивают повышение эффективности гидрорыхления для борьбы с вредными явлениями в шахтах в диапазоне значений давления подпора  $P_1 = 2 - 12$  МПа.

#### Список литературы

1. Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям. / Стандарт Минуглепрома Украины СОУ 10.1.00174088-2005.- Киев: Минуглепром Украины. – 2005. – 225 с.
2. Торский П.Н. Импульсный метод как средство повышения эффективности нагнетания / П.Н. Торский, Ю.В. Кузнецов // Борьба с силикозом. – М.: Недра, 1967. – т. 7. – 242 с.
3. Васильев Л.М. Научные основы процесса и создание технических средств нагнетания жидкости в угольные пласты для борьбы с вредными явлениями в шахтах : дис. доктора техн. наук: 05.15.11; 05.05.06 / Васильев Л.М. – Днепропетровск, 1985. – 307 с.
4. Зберовский В.В. Гидроимпульсное воздействие на выбросоопасный угольный пласт / В.В. Зберовский Л.М. Васильев, Д.Л. Васильев, Ю.Е. Поляков // Збірник наукових праць НГУ України. – Дніпропетровськ: РВК НГА, 2012 - № 37.– С. 340-347.
5. Мохначев М.П. Динамическая прочность горных пород / М.П. Мохначев, В.В. Присташ. – М.: Наука. 1982. – 142 с.
6. Ангеловский А.А. Исследование динамических характеристик кавитационного генератора и оценка их соответствия параметрам выбросоопасных угольных пластов струй / А.А. Ангеловский, Ю.А. Жулай // Збірник наукових праць НГУ України. – Дніпропетровськ: РВК НГА, 2012.– № 37. – С.55-64.
7. Лодус Е.В. Влияние скорости деформирования на прочность и хрупкость удароопасных углей и каменной соли. / Е.В. Лодус, С.Л. Романовский // Горное давление и горные удары. / Л.: ВНИИ горн. геомеханики и маркшейд. дела, 1976, сб. 99. – С.151-154.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.О.  
Надійшла до редакції 11.10.2012*

## ИНТЕНСИФИКАЦИЯ СПОСОБА ПОВЕРХНОСТНОЙ ДЕГАЗАЦИИ ГАЗОНОСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

В работе представлен способ дегазации газоносных месторождений применение, которого, по мнениям авторов, не смотря на повышение металлоемкость процесса, должно в значительной степени снизить себестоимость и повысить качество извлекаемого газа. Техническим результатом является повышение эффективности дегазации за счет увеличения добычи газовой смеси, путем создания разряжения в рамках данной секции.

У роботі представлений спосіб дегазації газоносних родовищ застосування якого, на думку авторів, не дивлячись на підвищення металоемності процесу, повинно значною мірою знизити собівартість і підвищити якість газу що видобувається. Технічним результатом є підвищення ефективності дегазації за рахунок збільшення відсмоктування газової суміші, шляхом створення розрядження в рамках даної секції.

During the work, a method of gas fields degassing of use, which – the use of which, according to the authors, despite the metal process increase, should greatly reduce the cost and improve the quality of recoverable gas. The technical result is the improvement of degassing effectiveness by increasing the production of the gas mixture through a discharge under this section.

Каменный уголь был известен человеку еще в период неолита. Начало промышленного использования углей в европейских странах относится к XI веку, а к концу XVIII века угледобыча в отдельных, наиболее развитых странах становится ведущей отраслью горнозаводской промышленности.

Основной угольный бассейн нашей страны – Донецкий был открыт – в 1721 - 1722 годах крестьянами Григорием Капустиным, Марком Титовым, Михаилом Волковым и другими. Однако разработка его еще долго сдерживалась отсталостью царской России, в состав которой на тот момент входила Украина, и засильем иностранного капитала, получавшего большие прибыли от завозимых из-за границы товаров, в том числе и минерального сырья.

За сравнительно недолгую историю человечество добыло из недр колоссальное количество угля. Сейчас в мире добывается более трех миллиардов тонн угля в год. Ежегодный прирост добычи составляет 60-100 миллионов тонн. В весовом выражении из общего количества ежегодной мировой добычи минерального сырья около 70 % приходится на ископаемый уголь. Непрерывный рост добычи угля указывает на его значение в мировой экономике. [1]

На протяжении двух последних столетий уголь являлся важным источником производства первичной энергии в мире и в обозримом будущем мир по-прежнему будет находиться в зависимости от угля как одного из источников энергии.

В обозримом будущем основные промышленно развитые страны мира, страны с формирующимся рынком и переходной экономикой - т.е. вся мировая экономика - будут находиться в зависимости от угольных энергетических ресурсов. В настоящее время за счет поставок угля покрывается 25% глобальных потребностей в первичной энергии, 40% глобальных потребностей, связанных с производством электроэнергии, и почти 70% энергетических потребностей мировой черной металлургии и алюминиевой промышленности. Согласно прогно-

зам Международного энергетического агентства (МЭА) в странах с формирующимися рынками спрос на энергию к 2030 году увеличится на 93%, в первую очередь за счет роста спроса в Китае и Индии, и, как ожидается, именно уголь явится основным энергоносителем, благодаря которому будет обеспечено удовлетворение растущего спроса.

Одной из основных причин, ограничивающих добычу полезного ископаемого при неизбежном углублении горных работ, является высокая метанобильность угольных пластов и пород. Технические возможности современных очистных комплексов значительно превышают максимально допустимую нагрузку на лаву по газовому фактору. В таких условиях применение дегазации является важным технологическим процессом, который позволит снизить поступление метана в горные выработки, увеличить нагрузку на очистной забой и повысить безопасность ведения горных работ.

Извлечение метана из угленосного массива непосредственно связано с процессами предварительной, текущей и постэксплуатационной дегазации (табл. 1).

Таблица 1

Краткая характеристика процессов извлечения метана из угленосной толщи

Вид дегазации	Вид бурения скважин	Характеристика пород	Способ стимулирования эмиссии метана	Способ извлечения метана
Предварительная (до начала активных горных работ)	с поверхности	уголь	гидроразрыв	откачка воды с попутным газом-выделением
			без стимуляции	интенсивное самоистечение
	подземные	песчаник (в купольных структурах)	без стимуляции	интенсивное самоистечение
			уголь	без стимуляции
Текущая (в процессе ведения горных работ)	с поверхности	уголь	горные работы (разгрузка)	самоистечение (вакуумирование)
			углепородный массив	горные работы (разгрузка)
	подземные	уголь	горные работы (разгрузка)	вакуумирование
			углепородный массив	горные работы (разгрузка)
Постэксплуатационная	с поверхности	углепородный массив	старые горные работы (разгрузка)	вакуумирование

Как видно из табл. 1, предварительная дегазация является единственным способом снижения метаноносности отрабатываемого угольного пласта до начала ведения горных работ. В некоторых случаях предварительную дегазацию необходимо проводить для снижения выбросоопасности. Поскольку дегазация проводится до начала ведения горных работ, вероятность нарушения систем сбора газа в результате сдвига горных пород отсутствует, при этом, обычно извлекается газ относительно высокого качества.

Вместе с тем эффективное управление газовой средой не ограничивается проблемами безопасности. После выброса в атмосферу метан навсегда утрачивается как энергоресурс. Поступающие в атмосферу выбросы усугубляют парниковый эффект. Эти проблемы могут быть решены параллельно в рамках эффективных и скоординированных мероприятий по созданию отдельной метанодобывающей отрасли.

Интенсивное газовыделение указывает на высокую степень проницаемости пласта и наличие возможностей для проведения эффективной предварительной дегазации и утилизации газа. Факторами, которые в конечном итоге определяют возможность предварительной дегазации в условиях конкретного объекта, являются имеющееся время для достижения желаемого уровня каптажа метана и расходы на бурение и оборудование скважин.

В мире применяются различные методы предварительной дегазации шахт. Для бурения скважин из подземных выработок в пластах на глубину от 100 до 200 метров повсеместно применяется вращательное бурение. Скважины же глубиной 1 000 м и более могут прокладываться с применением методов направленного бурения из подземных выработок, за счет чего обеспечивается повышение эффективности дегазационных работ.

Кроме того, существует возможность для проведения дегазации пласта на больших площадях непосредственно с поверхности. Методы направленного бурения пласта с поверхности доказали свою эффективность при проведении предварительной дегазации угольных пластов с диапазоном проницаемости от 0,5 до 10 миллдарси (мД). В Австралии, где общая газообильность шахты может достигать 8 м<sup>3</sup>/сек, а эффективность каптирования газа на длинном забое требуется на уровне 80%, планируется комбинированное применение предварительной и сопутствующей дегазации с использованием передовых методов направленного бурения с поверхности. [2]

Опыт Австралии и США [3] показал, что при наличии возможности дегазации пласта с поверхности применение этого метода более эффективно по сравнению с дегазацией пласта из подземных выработок, поскольку поверхностные скважины могут быть пробурены задолго до начала горных работ. В связи с этим существует меньшая вероятность сокращения времени, которое можно отвести на эффективную дегазацию, по причинам, связанным с основным технологическим процессом [4].

Преимущества «поверхностных» методов заключаются в том, что дегазация может проводиться независимо от горных работ, однако возможность их применения зависит от глубины бурения, сплошности и проницаемости угля, а

также от любых ограничений, обусловленных топографическими факторами или наличием поверхностных сооружений.

Целью данной работы является разработка способа поверхностной дегазации газоносных угольных пластов для повышения эффективности дегазации угленосных толщ и улучшения извлечения метана.

Данный способ технологически и экономически эффективный при разработке высокометановых угольных пластов на глубинах до 1000-1100 м от поверхности (при существующей буровой технике). При дальнейшем усовершенствовании буровых работ и снижении в результате этого стоимости 1 п.м. дегазационных скважин этот способ дегазации будет экономически оправданным и при глубинах разработки свыше 1000 м.

Вертикальные дегазационные скважины применяются когда газовыделение из под- и надработанных пластов в общем газовом балансе участка составляет более 60-70% при абсолютном выделении метана на участке более 10 м<sup>3</sup>/мин. Однако, при использовании их для добычи газа с последующей утилизацией условия применения будут определяться экономической целесообразностью на основе расчетов. Основными параметрами расчетов при дегазации будут: глубина и место заложения дегазационных скважин; ориентация относительно к подготовительным и очистным горным выработкам, которые дегазируются; расстояние между скважинами; диаметр и конструкция обсадных колонн скважин, а также рыночная стоимость добытого газа.

При бурении первой дегазационной скважины необходимо, чтобы она пересекла пласт, который разрабатывается в верхней  $\frac{1}{4}$  -  $\frac{1}{3}$  части высоты кровли и вошла на 5-10 м в его почву для создания зумпфа, необходимого для осаждения бурового шлама и выхода воды из скважины.

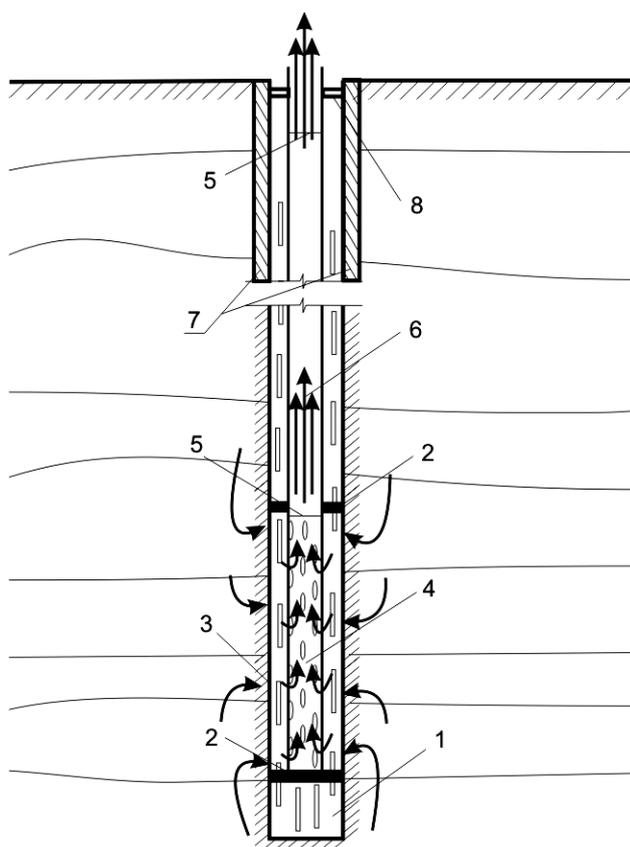
Расстояние между скважинами зависит от степени газонасыщенности дегазационного массива, т.е. объема запасов метана, который подлежит извлечению, глубины разработки и скорости подвигания очистного забоя и составляет в среднем 100-120 м. При очень плотных породах скважины не добуривают на 10-30 м до пласта, который разрабатывается, для того, чтобы забой скважины после подработки не попал в зону обрушения отработанных пород.

В основу предлагаемого способа поставлена задача усовершенствования способа дегазации газоносных месторождений, в котором введением новых технологических параметров, достигается возможность увеличивать разрежения в пределах данной секции, уменьшение трудоемкости изготовления и монтажа обсадной и отсасывающих труб в скважине, повышение эффективности дегазации и снижение удельных экономических затрат.

Задача решается тем, что в известном способе дегазации газоносных месторождений, включающем бурение и герметизацию устья дегазационной скважины, обсадку скважины перфорированной трубой, в которую установлена отсасывающая труба, подключенная через дегазационный трубопровод к вакуум-насосу. Согласно изобретению, в процессе эксплуатации скважины в обсадную трубу вводят отсасывающую трубу, составленную из соединительных секций труб меньшего диаметра, первая из которых является перфорированной и имеет уплотнение с обеих сторон.

Способ осуществляется следующим образом (рис. 1). Сначала готовят очистное пространство для бурения скважины (1), после чего проходят дегазационную скважину (1) буровым способом. После образования выработки осуществляют обсадку перфорированными трубами (3) и герметизацию устья (7) для исключения разрушения скважины (1) в процессе эксплуатации. В перфорированную обсадную трубу (3) первой размещают перфорированную секцию (4) меньшего диаметра, оборудованную эластичной манжетой (2) в начале секции, что обеспечивает ее герметизацию и центрирование. Далее с помощью резьбового соединения (5) к первой перфорированной секции (4) присоединяется следующая секция, оборудованная в начале эластичной манжетой (2). Затем присоединяют сплошные секции с продвижением до нужной длины в обсадной трубе (3).

После чего, пространство между перфорированной обсадной трубой (3) и сборной отсасывающей трубой (6) герметизируют эластичным уплотнителем (8). Отсасывающую трубу (6) из наборных секций подключают к вакуум-наосу.



*Рис. 1.* Схема способа дегазации газоносных месторождений: 1 - скважина, 2 - эластичная манжета 3 - обсадная перфорированная труба, 4 - перфорированная секция отсасывающих труб, 5 - резьбовое соединение отсасывающих труб, 6 - сборная отсасывающих труб, 7 - герметизированное устье скважины, 8 - эластичный уплотнитель

При необходимости, к системе последовательно или поочередно со сплошными секциями, можно включать несколько перфорированных секций (4), для создания разрежения в конкретных участках дегазационной скважины (1).

Применения данного способа дегазации, по мнению авторов, не смотря на повышение металлоемкости процесса, должно в значительной степени снизить себестоимость и повысить качество извлекаемого газа. Минимизация подсосов в районе устья скважины, а также увеличение разряжения в зонах наибольшей газопроницаемости дегазуемых пород дает возможность получать смесь с концентрацией метана не менее 45%, а также способствует повышению безопасности труда и повышению эффективности добычи полезных ископаемых.

Дегазация угленосных толщ скважинами, пробуренными с поверхности, находит применение практически во всех основных угледобывающих странах мира (США, КНР, Германия, Россия, Польша, Чехия и др.).

При применении поверхностной дегазации подрабатываемых толщ достигнута наивысшая средняя эффективность снижения выделения метана в горные выработки, при этом величина каптируемого газа достигла 70-90% от общего выделения.

Потенциальные варианты использования шахтного метана в диапазоне концентраций 30%-100% существуют в весьма различных областях, включая следующие:

- 1) использование в качестве топлива в металлургических печах, в промышленных печах и котлоагрегатах;
- 2) сжигание в двигателях внутреннего сгорания или турбинах для производства электроэнергии;
- 3) использование для закачки в трубопроводы природного газа;
- 4) применение в качестве сырья в отрасли по производству удобрений;
- 5) сжигание в качестве моторного топлива (СПг или КПг).

Опыт промышленно развитых стран показывает, что инвестиции в передовые технологии дегазации позволяют значительно повысить экономическую эффективность угольных шахт за счет уменьшения простоев, обусловленных превышением ПДК метана в очистных и подготовительных забоях. А также создать возможности для утилизации большего объема газа и сократить выбросы метана в атмосферу.

#### Список литературы

1. История добычи угля. [Электронный ресурс]. – режим доступа: <http://mineralgid.ru/dobycha-ugla.html>
2. Партнерство «Метан – на рынки» /2010 год/ Руководство по наилучшей практике эффективной дегазации источников метановыделения и утилизации метана на угольных шахтах. / Серия публикаций ЕЭК по энергетике №31. – ООН, Нью-Йорк и Женева, - С. 87/ ISBN 978-92-1-117018-4
3. von Schoenfeldt H. Advanced CMM and CBM Extraction Technologies./ von Schoenfeldt H. // CBM Conference. Singapore. – January, 2008.
4. Black, D. & Aziz, N. Reducing Coal Mine GHG Emissions Through Effective Gas Drainage and Utilisation. / Black, D. & Aziz, N // Coal Operators Conference, Australian Institute of Mining and Metallurgy, Illawarra Branch, pp. 217-224. – 2009.

*Рекомендовано до публікації д.т.н.Голіньком В.І.  
Надійшла до редакції 29.10.2012*

## МЕТОДИКА ТЯГОВОГО РАСЧЕТА ЗАБОЙНЫХ СКРЕБКОВЫХ КОНВЕЙЕРОВ С ИЗОГНУТЫМ В ПРОФИЛЕ СТАВОМ

Приведена методика тягового расчета забойных скребковых конвейеров, позволяющая определять потребление энергии в зависимости от уровня и способа натяжений тягового органа. Методика основывается на закономерностях формирования локальных сопротивлений движению на изломах става при провисаниях цепей на его изогнутых участках.

Наведена методика тягового розрахунку вибійних скребкових конвеєрів, яка дозволяє визначати споживання енергії в залежності від рівня і способу натягу тягового органу. Методика ґрунтується на закономірностях формування локальних опорів руху на зламах поставу при провисаннях ланцюгів на його вигнутих ділянках.

The method of hauling calculation of back wall scraper conveyers, allowing determining the consumption of energy depending on a level and method of pulls of hauling organ, is resulted. A method is based on conformities to law of forming of local resistances motion on the fractures of chamfer at sagging of chains on his bent areas.

Тяговые расчеты шахтных скребковых конвейеров производятся по типовой методике [1], в основу которой положены устанавливаемые экспериментально интегральные коэффициенты сопротивления движению тягового органа (ТО). Методика не может в полной мере удовлетворить возросшие требования к расчету. В частности, не позволяет выявить влияние способов натяжения ТО, конструктивных параметров конвейерного става в условиях, приближенных к реальным, на уровень потребляемой конвейером энергии.

Вместе с тем известна методика тягового расчета, предложенная Б.Я. и И.Я. Стажевскими [2] (далее методика Стажевских) и ее вариант [3], в которых учитываются провисания цепей, представленных в виде тяжелой гибкой нити, на вогнутых участках пилообразного в профиле рештачного става и закономерности формирования локальных сопротивлений движению ТО на стыках рештаков в зависимости от конструктивных параметров става и от натяжения цепей, которое в процессе эксплуатации может регулироваться. Вместе с тем, в методике Стажевских принимается ряд допущений существенно ограничивающих область ее применения: рассматривается только горизонтальный одноприводной конвейер, натяжение в точке сбегания с приводной звездочки принимается равным нулю, цепное уравнение, описывающее траекторию провисающих цепей, заменено квадратичной зависимостью и т.д. Методика не может быть распространена на конвейер с двумя приводными станциями, поскольку до начала расчета не известно суммарное сопротивление движению ТО. Сложный и громоздкий алгоритм вычислений, основывающийся на аналитических зависимостях, при получении которых принимался ряд существенных упрощений, затрудняет практическое применение методики. Таким образом, методика Стажевских нуждается в уточнении и дальнейшем развитии для ее распространения на многоприводные конвейеры с любым углом установки, а также для исследования влияния уровня и способов натяжения на потребление энергии.

Целью настоящей работы является разработка методики тягового расчета забойных скребковых конвейеров, пригодной для решения широкого круга инженерных вопросов с учетом уровня натяжений тягового органа и реального профиля става.

Принятый в разрабатываемой методике метод математического моделирования статической системы «тяговый орган-рештачный став» (ТО-РС) основывается на основных принципах, изложенных в работе [2]. Вместе с тем методика предполагает применение компьютерных технологий вычисления, что позволяет отказаться от ряда допущений и упрощений, которые были необходимы для получения аналитических зависимостей, применяемых в методике Стажевских. Такой подход, кроме прочего, способствует повышению точности расчетов, а также коренным образом изменяет алгоритм вычислений.

Ниже приводится методика расчета для двухцепного ТО многоприводного конвейера типа СП с расположением цепей под бортами рештаков и замыканием ТО в вертикальной плоскости. В случае применения ТО с центральным расположением цепей, кроме контактов цепей с рештаками, необходимо рассматривать контакты (связи) скребков с направляющими, учитывая изменения во времени положения этих контактов. Это отдельная задача, которая существенно усложняется в связи с увеличением числа ограничений, накладываемых на ТО, и в данной работе не рассматривается.

При составлении модели ТО-РС принимаются следующие допущения.

1. Конвейерный став прямолинеен в плане.
2. Угол установки конвейера  $\beta < 0$  при транспортировании груза вниз;  $\beta > 0$  при транспортировании вверх.
3. Сила тяги  $F$  распределяется равномерно между приводными блоками.
4. Сила натяжения ТО распределяется равномерно между цепями.
5. Масса скребков распределяется равномерно по длине цепей, что позволяет рассматривать цепи как тяжелую гибкую однородную нить.
6. Принимается пилообразный профиль рештачного става при максимальном значении угла взаимного поворота рештаков  $\alpha$  в профиле, который обеспечивается конструкцией замкового соединения рештаков, таким образом, рассматривается наиболее тяжелый режим взаимодействия цепей со стыками рештаков.
7. Отсчет рештаков ведется от головной приводной станции. Отсчет изломов става – по тяговому контуру в направлении движения ТО, т.е. сначала вдоль порожняковой ветви ТО, затем вдоль грузовой (рис. 1). Номера изломов  $i=0, 1, 2, \dots, n_x, \dots, n_{\max}$ ;  $n_x$  – номер последнего излома на порожняковой ветви вблизи хвостовой приводной станции,  $n_x=n_p$ ;  $n_{\max}$  – номер последнего излома на грузовой ветви,  $n_{\max}=2n_p$ ;  $n_p$  – число рештаков.
8. Изломы става, соответствующие стыку первого рештака с головной приводной станцией, принимаются выпуклыми.
9. Траектория участка цепи между двумя соседними выпуклыми изломами става описывается цепной линией. Графическое изображение направляющих участка системы ТО-РС на одной из ветвей представлено на рис. 2.

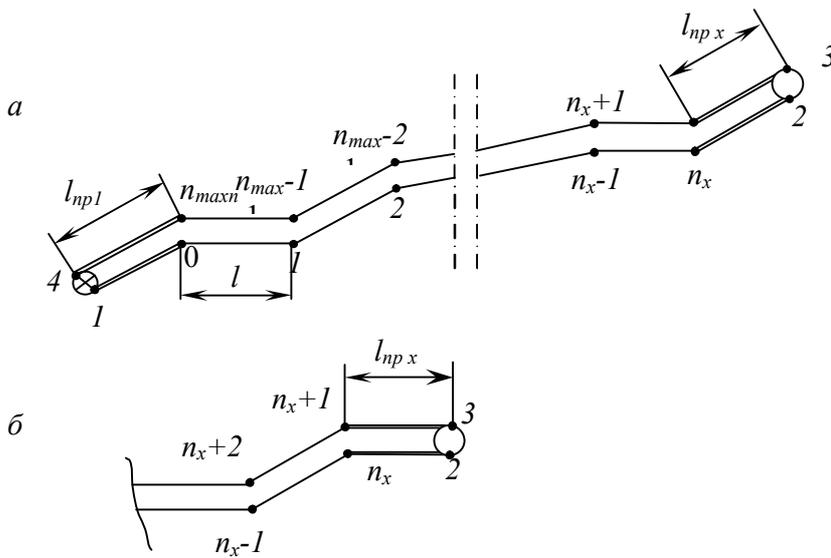


Рис. 1. Порядок нумерации изломов става

Цепь изображается линией  $AB$ , при этом направляющие поверхности рештаков как бы «сдвигаются» на толщину цепи. Здесь:  $A$  и  $B$  – граничные точки контакта провисающего участка цепи с нижними направляющими;  $E$  – вершина цепной линии;  $\delta$  – конструктивный зазор между цепью и ее верхней направляющей;  $h$  – зазор

между точкой  $D$ , вершиной вогнутого излома нижней направляющей, и цепью при ее провисании. Возможны восемь вариантов расположения провисающих участков цепи относительно изломов направляющих става (рис. 3): варианты 1.1-1.4 отвечают условию  $h < \delta / \cos \alpha / 2$  (цепная линия  $AB$  не касается точки  $C$  – вершины вогнутого излома верхней направляющей), варианты 2.1-2.4 отвечают условию  $h \geq \delta / \cos \alpha / 2$  (цепная линия  $AB$  касается точки  $C$  и, таким образом, распадается на два рассматриваемых отдельно участка  $AC$  и  $CB$ ).

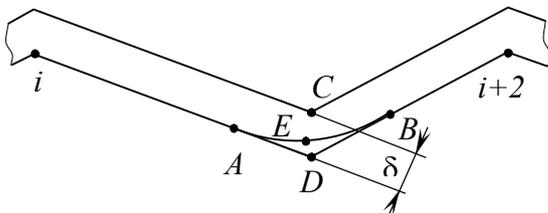


Рис. 2. Траектория провисания участка цепи

Зависимости для определения цепной линии, заимствованные из работы [5]:

$$U = \frac{T_x}{g\rho} \left[ \operatorname{ch} \left( \frac{g\rho}{T_x} x \right) - 1 \right];$$

$$\dot{U} = \operatorname{ch} \left( \frac{g\rho}{T_x} x \right),$$

где  $x$  и  $U$  – абсциссы и ординаты точек цепной линии;  $T_x$  – проекция на ось абсцисс силы натяжения цепи на участке провисания,  $T_x = T \cos(\arctg \dot{U})$ ;  $T$  – натяжение цепи на участке провисания;  $\rho_0$  – приведенная погонная масса цепи,  $\rho_0 = \rho_T / n_{ц}$ ;  $\rho_T$  – масса тягового органа;  $n_{ц}$  – число цепей в ТО.

10. На каждом участке системы ТО-РС начало координат располагается в вершине цепной линии, а ось  $x$  направлена горизонтально по ходу движения цепей. Углы  $\alpha_{A\Gamma(\Pi)}$ ,  $\alpha_{B\Gamma(\Pi)}$  (в радианах) наклона рештаков к горизонту определяются согласно рис. 4, где «п» и «г» – индексы, обозначающие принадлежность изломов к порожняковой и грузовой ветвям,  $A$  и  $B$  – индексы рештаков, которым отвечают точки  $A$  и  $B$  контакта рештаков и цепи. В случае касания цепи рештаков в точках  $A$  и  $B$  (не в вершине излома) соответственно:  $\arctg \dot{U}_B = \alpha_B$ ,  $\pi + \arctg \dot{U}_A = \alpha_A$ .

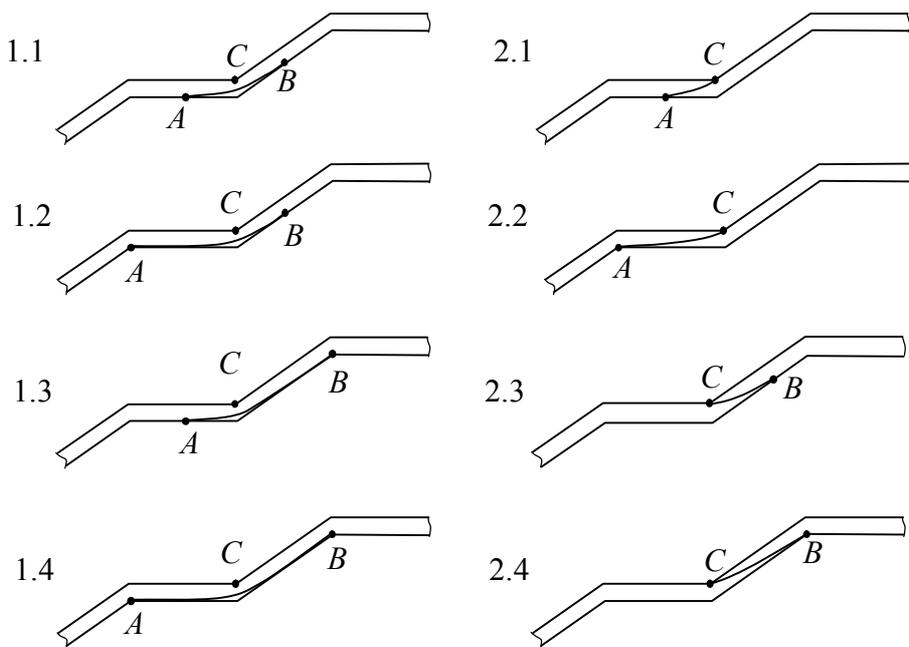


Рис. 3. Варианты расположения цепи относительно изломов става

11. Сопротивление движению груза на верхней ветви отнесено к вершинам выпуклых изломов нижней направляющей, причем дополнительные сопротивления движению, вызванные образовавшимися между цепями и направляющими клиньями груза (заштыбовка), учитываются коэффициентом  $w$ .

12. Усилия в цепях и сопротивление движению тягового органа определяются

методом последовательных приближений. В первом приближении для принятого способа натяжения ТО – по методике, приведенной в работе [5].

Определение натяжения цепи  $T$  на участке провеса:

1) если точки  $A$  и  $B_{\text{пр}}$  (индекс «пр» – означает, что рассматривается участок цепи, предшествующий излому), находящиеся по обе стороны от выпуклого излома, не совпадают с вершиной излома (цепь касается обоих рештаков) (рис. 5), то

$$T = H + \Delta T + f_{A2(n)}(l_p - l_{AD}) = H[1 + 2w_0 \cos(\frac{\alpha_{A2(n)} - \alpha_{B2(n)}}{2})] + (l_p - l_{AD})f_{A2(n)},$$

где  $H$  – усилие натяжения цепи перед выпуклым изломом;  $w_0$  – удельное сопротивление движению цепи по рештаку, в данном случае приравнивается коэффициенту трения в движении;  $l_p$  – длина рештака;  $l_{AD}$  – длина участка рештака между точками  $A$  и  $D$ ;  $\Delta T$  – приращение усилия натяжения в точке излома за счет сил трения;  $f_{A2(n)}$ ,  $f_{B2(n)}$  – градиенты сопротивления движению при перемещении ТО по рештакам с точками  $A$  и  $B$ ,

$$f_{A2(n)} = g\rho_0(w_0 \cos \alpha_{A2(n)} - \sin \alpha_{A2(n)}); f_{B2(n)} = g\rho_0(w_0 \cos \alpha_{B2(n)} + \sin \alpha_{B2(n)})$$

;

2) если точки  $A$  и  $B_{\text{пр}}$  совпадают с вершиной (рис. 6),

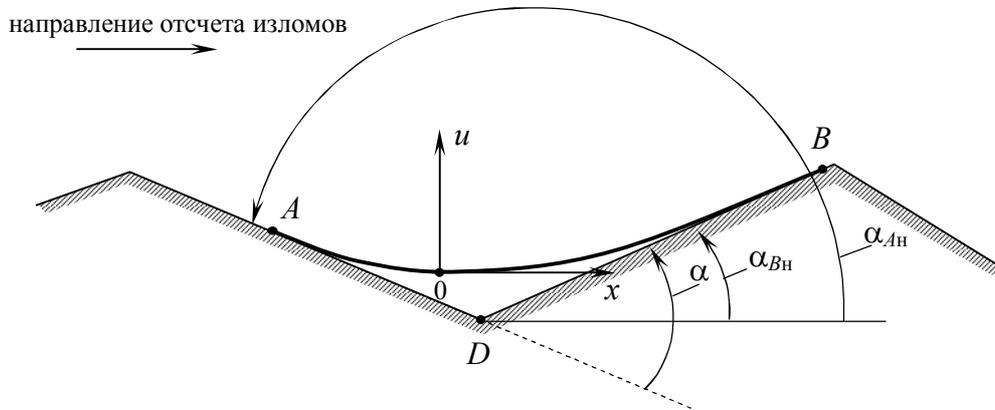
$$T = H \left[ 1 + 2w_0 \cos \left( \frac{\pi + \arctg \dot{U}_A - \arctg \dot{U}_{B_{\text{пр}}}}{2} \right) \right],$$

где  $\dot{U}_A$ ,  $\dot{U}_{B_{\text{пр}}}$  – производные функций  $U(x)$  (цепных линий) в точках  $A$  и  $B_{\text{пр}}$ ;

3) если точка  $A$  совпадает с вершиной, а точка  $B_{\text{пр}}$  – нет, то

$$T = H \left[ 1 + 2w_0 \cos \left( \frac{\pi + \arctg \dot{U}_A - \alpha_{Bz(n)}}{2} \right) \right]$$

а) нижняя ветвь



б) верхняя ветвь

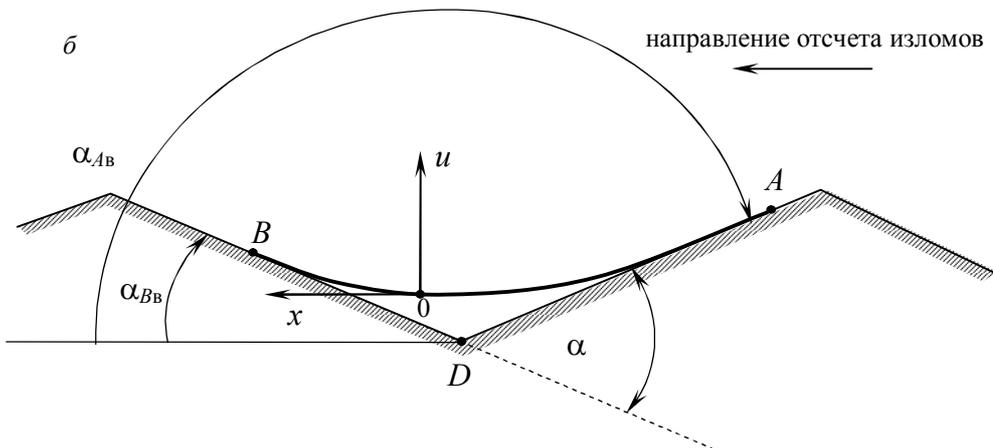


Рис. 4. Система отсчета координат точек и углов наклона

$$f_{Bz(n)} = g\rho_0(w_0 \cos \alpha_{Bz(n)} + \sin \alpha_{Bz(n)}) ;$$

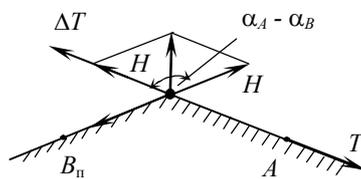


Рис. 5. Формирование усилий на цепи в изломе

4) если точка A не совпадает с вершиной, а точка  $B_{np}$  – совпадает, то

$$T = H \left[ 1 + 2w_0 \left( \frac{\alpha_{Az(n)} - \arctg \dot{U}_{Bnp}}{2} \right) \right].$$

Расчет по данной методике содержит следующие укрупненные блоки.

1. Формируются исходные данные, в частности принимается способ натяжения ТО, задается число приводных станций и приводных блоков.

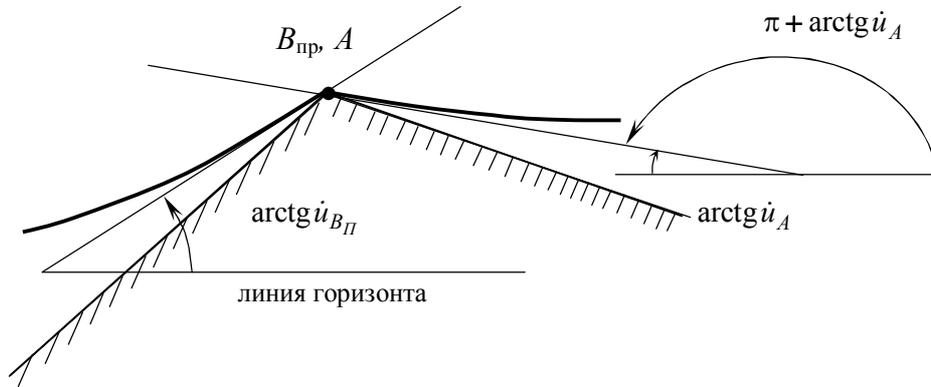


Рис. 6. Схема определения углов при совпадении точек  $A$  и  $B_{пр}$  с вершиной выпуклого стыка

По типовой методике[1] определяются в первом приближении сопротивление движению ТО и по одной из формул, приведенных в работе [5], усилие в точке сбегания ТО с головного привода, соответствующее способу натяжения ТО

2. Производится расчет по предлагаемой методике. Для первого излома, в предположении, что провисающий участок цепи касается поверхности обоих рештаков (вариант 1.1), в соответствии с принятыми допущениями составляется и решается следующая система алгебраических уравнений:

$$X_A = \frac{T_X}{g\rho_0} \operatorname{arsh}(\operatorname{tg}\alpha_A);$$

$$X_B = \frac{T_X}{g\rho_0} \operatorname{arsh}(\operatorname{tg}\alpha_B);$$

$$U_A = \frac{T_X}{g\rho_0} \left( \operatorname{ch} \frac{g\rho_0 \cdot X_A}{T_X} - 1 \right);$$

$$U_B = \frac{T_x}{g\rho_0} \left( \operatorname{ch} \frac{g\rho_0}{T} \cdot X_B - 1 \right);$$

$$X_D = (U_A - U_B + X_B \operatorname{tg}\alpha_B - X_A \operatorname{tg}\alpha_A) / (\operatorname{tg}\alpha_B - \operatorname{tg}\alpha_A);$$

$$T = H \left( 1 + 2\omega_0 \cos \frac{\alpha_A - \alpha_{B_{\Pi}}}{2} \right) + (l_P - l_A) \cdot f_A;$$

$$T_X = -T \cos(\alpha_A).$$

Аналогичным образом составляются системы уравнений для остальных вариантов.

Если в результате решения приведенной системы оказывается  $l_A < l_p$  и  $l_B < l_p$ , то необходимо перейти к расчету сопротивлений на следующем изломе.

Если же  $l_A \geq l_p$  и  $l_B < l_p$ , то полагается  $l_A = l_p$  и рассчитывается вариант 1.2.

Если после расчета варианта 1.2  $l_B \geq l_p$ , рассчитывается вариант 1.3.

И, наконец, если после решения варианта 1.2 оказывается  $l_B \leq l_p$ , то необходимо перейти к решению системы уравнений, отвечающих варианту 1.3.

Кроме контроля положения точек касания А и В на каждом шаге рассчитывается зазор  $h$ . Если выполняется условие  $h \geq \delta / \cos \alpha / 2$ , то цепь касается выгнутого излома верхней направляющей, и необходимо рассчитывать вариант 2.1.

Если после расчета варианта 2.1 выполняется условие  $l_A > l_p$ , необходимо перейти к расчету варианта 2.2.

При  $l_A \leq l_p$  рассчитывается вариант 2.3.

Если окажется, что  $l_B < l_p$ , то следует перейти к расчету натяжений на следующем изломе. В противном случае рассчитывается вариант 2.4, а затем осуществляем переход к расчету на следующем изломе.

4. После окончания расчетов для первого излома на основании полученных результатов формируются исходные данные для расчета натяжения на втором изломе. Затем производится расчет для 3-го излома и т.д.

5. В результате проведенного методом обхода по контуру конвейера расчета определяются усилия натяжения, сопротивления движению и потребляемая приводом мощность во втором приближении. Если окажется, что относительная погрешность вычисления мощности превышает принятое предельное значение, то расчет повторяется.

Разработанная методика тягового расчета позволяет производить расчет потребляемой приводом мощности в реальных условиях эксплуатации конвейера с изогнутым в профиле ставом в зависимости от уровня натяжения в случае применения жесткого или автоматического натяжного устройства.

#### Список литературы

1. РТМ 12.44.045-81. Конвейеры шахтные скребковые. Тяговый расчет. – М.: Гипроуглемаш. 1982. – 31 с.
2. Стажевский Б.Я. Обобщение исследований работы изгибающихся скребковых конвейеров на шахтах Кузбасса/ Б.Я. Стажевский, И.Я. Стажевский. – М.: ЦНИЭИуголь, 1967. – 67 с.
3. Шахмейстер Л.Г. Подземные конвейерные установки/ Л.Г. Шахмейстер, Г.И. Солод; [под ред. А.О. Спиваковского]. – М.: Недра, 1976. – 432 с.
4. Степанов А.Г. Динамика машин/ А.Г. Степанов. – Екатеринбург: УрОРАН, 1999. – 304 с.
5. Доброногова В.Ю. О применении многофункциональных гидравлических натяжных устройств в двухприводных забойных скребковых конвейерах/ В.Ю. Доброногова // Збірник наукових праць / Вісник Криворізького технічного університету. – Кривий Ріг, 2011.- Вип. 28. – С. 140-146.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.  
Надійшла до редакції 29.10.2012*

## ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ВИБОЮ ПРИ НАВАНТАЖЕННІ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ ДРАГЛАЙНАМИ

Виконано аналіз роботи драглайнів при розробці гірничої маси в умовах родовищ з м'якими породами розкриву. Встановлені залежності зміни параметрів вибою від кута повороту драглайна на розвантаження в бункер-перевантажувач. Визначені основні фактори, що впливають на продуктивність роботи виймально-навантажувального обладнання при транспортуванні гірничої маси стрічковими конвеєрами.

Проведен анализ работы драглайнов при разработке горной массы в условиях месторождений с мягкими породами вскрыши. Установлены зависимости изменения параметров забоя от угла поворота экскаватора на разгрузку в бункер-перегрузатель. Определены факторы, которые влияют на производительность выемочно-погрузочного оборудования при транспортировании горной массы ленточными конвейерами.

The development of draglines rock in space births soft overburden is analyzed. The parameters dependence face angle rotation of the excavator to unload the hopper-reloader are set. The factors that affect the performance of excavation loading equipment for transportation rock conveyor belt are identified.

**Вступ.** Виймально-навантажувальні роботи з використанням крокуючих екскаваторів мають тенденцію зросту їх ролі і економічного значення в структурах механізації. У порівнянні з іншим гірничим обладнанням драглайни мають більш широкі технологічні можливості та значно менший тиск на ґрунт. При значному обводненні масиву гірських порід застосування роторних екскаваторів ускладнюється за рахунок більшого питомого тиску на ґрунт, складності маневрування у вибої та великої металоємкості виймального комплексу. Тому застосування драглайнів дає можливість збільшення висоти розробляемого уступу і виймання порід нижнім копанням, підвищення продуктивності гірничотранспортного обладнання, зниження кількості транспортних горизонтів і похилих з'їздів у кар'єрі, скорочення відстані транспортування та зменшення об'єму робіт по переукладанню транспортних комунікацій. В умовах глибокого кар'єру при відпрацюванні багатьох уступів застосування драглайнів найбільш ефективно у комплексі із стрічковими конвеєрами, що дає змогу створити один спільний транспортний горизонт на 2–3 уступи.

**Актуальність теми.** Взаємне розташування стрічкових конвеєрів у транспортній лінії, бункера-перевантажувача і драглайна, а також параметри вибою розраховуються з умов специфічності фіксованого розвантаження ковша екскаватора і досягнення ним нормативної продуктивності. Ця специфічність стосується необхідності розвантаження ковша на максимальному і постійному радіусі  $R_p$ . При цьому бункер-перевантажувач повинен знаходитися на одній із точок кола радіусом  $R_p$ . Крім того, взаємне розташування бункера-перевантажувача і драглайна, а також раціональні розміри вибою повинні встановлюватись з умови постійної продуктивності екскаватора на протязі зміни. Продуктивність екскаватора при постійній глибині черпання і висоті розвантаження може бути перемінною тільки в результаті зміни кута повороту [1]. У цьому зв'язку актуальною за-

дачею буде встановлення взаємозв'язку між параметрами драглайнів та параметрами виймальних уступів для дослідження зміни продуктивності обладнання при відпрацюванні виймальної західки.

**Мета роботи** полягає в науковому обґрунтуванні параметрів вибої при розробці м'якої гірничої маси.

**Викладення основного матеріалу.** При встановленні максимальної величини ширини західки драглайна варто звернути увагу на вплив кута укошу вибою, який рекомендується приймати по можливості більш пологим. Цим досягається зменшення небезпеки обрушення вибою під вагою екскаватора, краща видимість машиніста, а також покращення умов експлуатації тягового канату, оскільки в цьому випадку він менше контактує з верхньою брівкою укошу.

Вплив ширини західки на кут повороту екскаватора ЕШ-15/90 і, відповідно, на його продуктивність досліджено для умов відпрацювання кар'єру №2 Південної ділянки Кінгісеппського родовища фосфоритів, що розробляються по безтранспортній системі із перевалкою породи у вироблений простір [2]. Для виявлення залежності зміни кута повороту драглайна від зміни ширини західки графічним способом були виміряні середні кути повороту екскаватора. Приймаючи за основу величину кута повороту  $22^\circ$  при  $A=30$  м, визначалась його зміна при збільшенні ширини західки. Зміна річної продуктивності драглайна при цьому знаходилась за даними [3], виходячи з яких зміна кута повороту на  $15^\circ$  призводить до зниження його продуктивності на 10%. При цьому встановлено, що зі зміною ширини західки від 30 до 42 м приріст кута повороту складає  $31^\circ$ , а зменшення продуктивності до 640 тис.  $\text{м}^3/\text{рік}$ .

Оскільки тривалість робочого циклу пропорційно впливає на продуктивність драглайна достатньо ретельно виконувались дослідження кута повороту на тривалість повороту при розвантаженні [2]. Робочий цикл екскаватора було поділено на окремі операції із виведенням формул для розрахунку. Із досліджень слідує, що збільшення кута повороту спричиняє зріст тривалості циклу. Однак, в той же час вплив параметрів вибою на зміну продуктивності драглайнів обґрунтовано недостатньо.

Кут повороту у вибою при копанні має виняткове значення при визначенні загального кута повороту екскаватора на розвантаження, тому його треба враховувати як при застосуванні безтранспортної системи розробки, так і при навантаженні у транспортні засоби. Максимального значення кут повороту досягне при найменшій ширині західки драглайна. При цьому, якщо  $A < 80$  м кут  $\beta_g$  не входить у загальний кут повороту  $\beta_n$ , а при  $A = 80$  м кут  $\beta_g = 0^\circ$  (при даній ширині західки вісь, вздовж якої переміщується драглайн, проходить через центр маси вибою). Оскільки технічна продуктивність драглайна залежить від тривалості циклу, встановлено необхідний мінімальний кут повороту стріли при розвантаженні гірничої маси до самохідного бункера-перевантажувача (рис 1).

Слід відмітити, що вибій екскаватора розподілено на проміжні положення стріли для відробки західки шириною  $A$ . У якості виймального обладнання рекомендовано потужний драглайн ЕШ-20/90, який встановлюється на безпечній відстані від верхньої брівки уступу з урахуванням призми можливого обрушення при розробці м'яких порід, що знаходиться за формулою:

$$z = (\operatorname{ctg}\alpha_1 - \operatorname{ctg}\alpha_2) \cdot h_y, \text{ м} \quad (1)$$

де  $\alpha_1, \alpha_2$  – кути укосу уступу відповідно заукошеного від масиву та початкового у вибою, град.;  $h_y$  – висота робочого уступу, м.

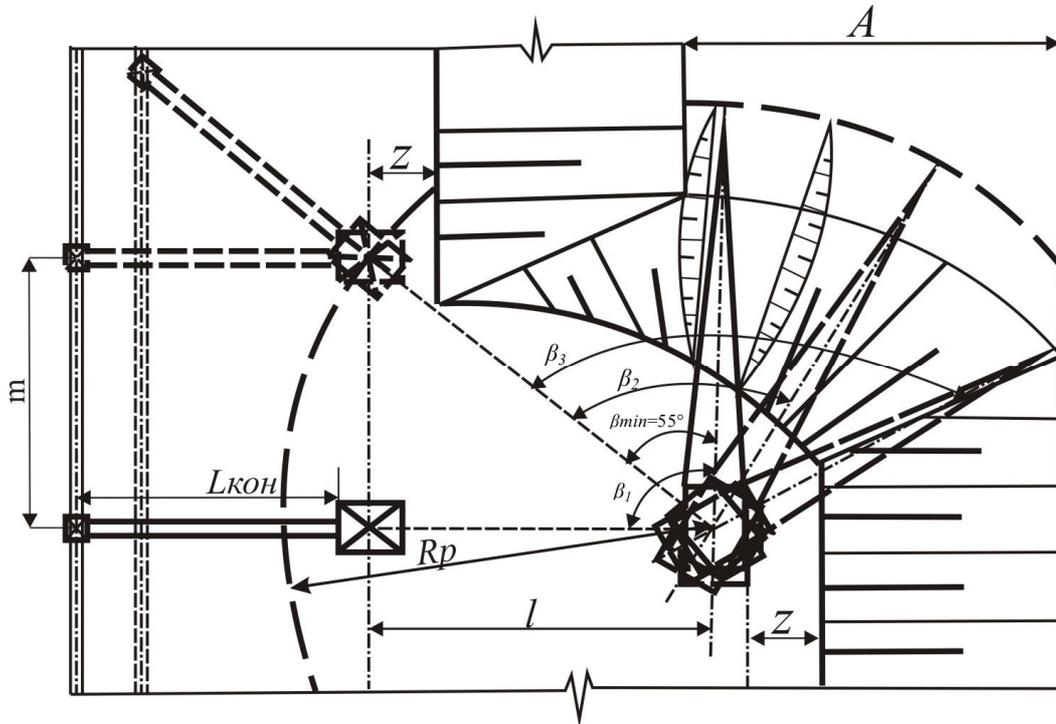


Рис. 1. Схема до розрахунку кута повороту драглайна ЕШ-20/90 при копанні у вибою

Початкове положення бункера-перевантажувача відповідає умовам роботи драглайна з розвантаженням до внутрішнього відвалу. При цьому кут повороту платформи становить  $90^\circ$ , а відвальна консоль бункера розташовується на всю довжину перпендикулярно вісі стрічкового конвеєра. Для розвантаження ковша в підстріловій зоні в конструкцію екскаватора запропоновано ввести допоміжний блочок. Машиніст драглайна одночасно з процесом черпання гірничої маси виконує вкорочення допоміжних канатів з метою зменшення робочого циклу. Наступне положення бункера співпадає з однією із точок радіуса розвантаження екскаватора, що дає змогу зменшити кута повороту драглайна до  $55^\circ$  і відповідно збільшити його нормативну продуктивність в порівнянні з розвантаженням у відвал. Із зміною величини кута повороту стріли формується оптимальна ширина західки. При цьому драглайн почергово одну за одною відпрацьовує прорізи, число яких по мірі відробки блоку досягає 3 – 4. В залежності від ширини західки встановлені значення кутів повороту драглайну на розвантаження. При цьому розглядалось положення бункера-перевантажувача під кутом  $\beta_y$ , що залежить від місця установки бункера під завантаження, і обмежується віссю, яка проходить через центр маси екскаватора і центр маси бункера (рис. 2).

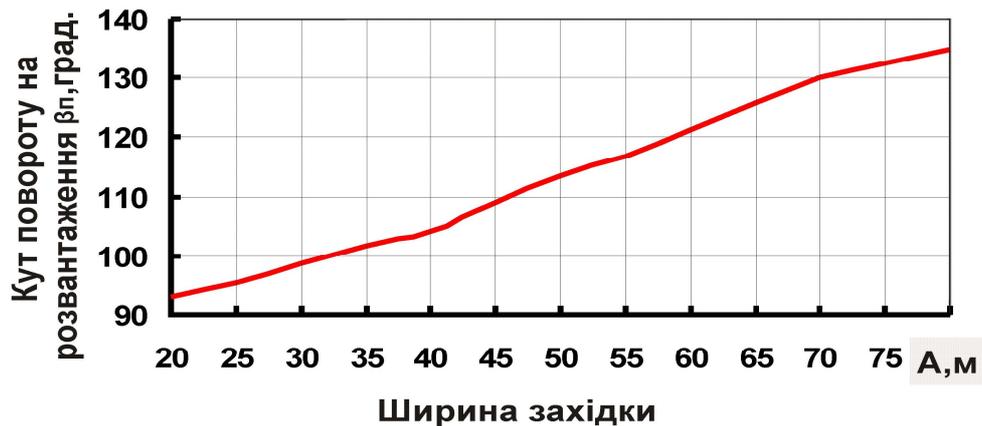


Рис. 2. Графіки залежності ширини західки  $A$  (м) від кута повороту драглайна  $\beta_n$  (град) при куті положення бункера-перевантажувача  $\beta_y=90^\circ$

Відомо, що робочий цикл драглайну складається з окремих операцій, тривалість яких залежить від врізання ковша у вибій  $t_{ep}$ , копання  $t_k$ , виводу ковша із вибою  $t_o$ , подачі ковша на розвантаження  $t_{np}$ , повороту на розвантаження  $t_n$ , розвантаження  $t_p$ , повороту до вибою  $t_{ns}$  і закидання ковша для нового циклу. Крім того, перед окремими операціями необхідно виконувати переключення важелів  $i_{nep}$ , на що витрачається час  $t_{nep}$ . Таким чином, при певному розчленуванні усіх операцій загальна тривалість циклу може бути представлена у вигляді

$$t_{\Sigma} = t_{ep} + t_k + t_o + t_{np} + t_n + t_p + t_{ns} + t_{nep} \quad (2)$$

На практиці становище складніше, оскільки справа не тільки у різних швидкостях і траєкторіях ковша, що змінюються під час окремих операцій, але і у можливості їх суміщення у процесі екскавації. Так, наприклад, при достатній кваліфікації машиніста екскаватора переключення важелів виконується до закінчення попередньої операції, закидання ковша проходить під час повороту у забій, а подача на розвантаження під час повороту, не уповільнюючи останню операцію.

На Ново-Дмитрівському буровугільному родовищі при застосуванні технологічної схеми з використанням драглайнів і транспортних засобів під час розробки м'якої гірничої маси простежуються всі моменти, що наведені вище. Крім того, при навантаженні порід розкриву до бункера-перевантажувача з'являється операція прицілювання ковша, на яку витрачається час  $t_{прц}$ . Припустивши, що при зміні кута повороту змінюється лише час повороту, а час, що витрачається на врізання ковша у вибій, копання, прицілювання та розвантаження залишається незмінним, визначено тривалість робочого циклу для різних кутів повороту (рис. 3).

З наведеного графіку видно, що при збільшенні кута повороту прямопорційно збільшується тривалість циклу. Ця закономірність і визначає зміну експлуатаційної продуктивності при сумісній роботі з бункером-перевантажувачем.

Відвальна консоль бункера-перевантажувача може розташовуватись під гострим кутом відносно поздовжньої вісі переміщення обладнання. Вибійний стрічковий конвеєр розташовується ближче до бункера, що дає можливість зменшити ширину робочої площадки до 15 – 20 м, а кут повороту на розвантаження до 25 – 35°. Продуктивність драглайна прямопропорційно залежить від об'єму блоку, що відпрацьовується, і кількості крокування по мірі заукіски уступу та глибини черпання у вибою.

$$V_{\delta} = v_{\delta} \cdot h_y \cdot l_{кр}, \text{ м}^3 \quad (3)$$

де  $V_{\delta}$  – об'єм блоку, що відпрацьовується,  $\text{м}^3$ ;  $v_{\delta}$  – ширина блоку драглайна, м  
 $l_{кр}$  – довжина переміщення екскаватора, що залежить від кількості кроків, м.

$$Q_e = n_{\delta} \cdot V_{\delta}, \text{ м}^3/\text{добу} \quad (4)$$

де  $n_{\delta}$  – кількість блоків екскаватора, що відпрацьовуються за добу, од.



Рис. 3. Графік залежності тривалості робочого циклу драглайну ЕШ-20/90 від кута повороту при навантаженні гірничої маси до бункера-перевантажувача

Драглайн поступово одна за одною зверху до низу відпрацьовує шари обводненої гірничої маси. При цьому в початковий період немає можливості відпрацьовувати уступ на повну висоту, оскільки видимість його нижньої частини обмежена. Тому необхідно проводити закуску погруддя уступу до стійкого кута при розробці м'яких порід до 25 – 30°. По мірі відробки західки меншої висоти і ширини збільшується кількість кроків драглайном на робочій площадці. Це призводить до зниження експлуатаційної продуктивності екскаватора.

З метою дослідження продуктивності драглайнів від параметрів вибою проведено аналіз його роботи за 12-годинну зміну при екскавації гірничої маси на базі хронометражних спостережень. Так, на Північному кар'єрі Орджонікідзевського ГЗК по ускладненій безтранспортній системі відпрацьовується основний уступ висотою від 17 до 19 з використанням крокуючих екскаваторів ЕШ 20/90, ЕШ-

15/90 і ЕШ 10/70. При цьому ширина західки складає 70 м, а кут укосу уступу зі сторони масиву  $45^\circ$ . Після прийому зміни на протязі 32 хв. виконувався маркшейдерський вимір стану робіт, а потім розпочиналася екскавація гірничої маси драглайном ЕШ-20/90 при куті повороту  $90^\circ$ . Так, середній час циклу на врізання у західку екскаватора ЕШ-20/90 складав 69,8 с з нарощуванням продуктивності в межах 820 – 850 м<sup>3</sup>/год (рис. 4). Надалі відбувалися ремонтні роботи та відробка блоку зі зміною продуктивності від 700 до 1100 м<sup>3</sup>/год при зменшенні кута повороту драглайну до  $55^\circ$ . Внаслідок цього середня тривалість циклу знизилась до 48,9 с. Після відробки блоку драглайн виконує крокування з метою чергової пере-екскавації порід розкриву до виробленого простору при максимальній продуктивності 1250,4 м<sup>3</sup>/год, що триває 30 хвилин. Робоча зміна закінчується опусканням ковша драглайна в початкове положення і прибиранням механізмів. Така ж послідовність роботи характерна і для драглайнів інших модифікацій.

Найбільш важливим фактором, що впливає на виробничу потужність гірничого підприємства, є максимальна продуктивність виймально-навантажувального обладнання. У цьому зв'язку доцільно буде розглянути зміну річної продуктивності потужних драглайнів від параметрів вибою при вийманні гірничої маси в умовах Ново-Дмитрівського родовища. При цьому річна продуктивність екскаватора визначається за формулою

$$Q_{EШ}^Г = \frac{3600TEK_nK_v}{t_{ц}K_p} N_{зм} N_{рД} \quad (5)$$

де  $T$  – час зміни, год;  $E$  – об'єм ковша екскаватора, м<sup>3</sup>;  $K_n$  – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора, (0,8 – 1,2);  $K_v$  – коефіцієнт використання екскаватора в часі (0,65 – 0,9);  $t_{ц}$  – термін циклу екскаватора, с;  $K_p$  – коефіцієнт розпушення породи в ковші (1,1 – 1,25);  $N_{зм}$  – кількість змін на добу, (2 – 3);  $N_{рД}$  – кількість робочих днів на протязі року, од.

З урахуванням простоїв екскаватора, його продуктивність визначається залежністю

$$Q_E^P = (360 - T_{пр}) \quad (6)$$

При роботі з перевантажувачем продуктивність екскаватора має вид

$$Q_{E.K}^Г = (360 - T'_{пр}) \quad (7)$$

де  $T'_{пр}$  – тривалість простою екскаватора при сумісній роботі з перевантажувачем, діб.

Для визначення тривалості простоїв екскаватора слід враховувати час пересувки вибійного конвеєра. При цьому використовувались практичні дані пересувки стрічкових конвеєрів турнодозерами в умовах Орджонікідзевського ГЗК. Встановлено, що тривалість пересувки конвеєрної лінії залежить від типу використовуємого обладнання і пори року. У цьому зв'язку для різних типів екскаваторів встановлений час простою при навантаженні гірничої маси на стрічковий конвеєр через бункер-перевантажувач.

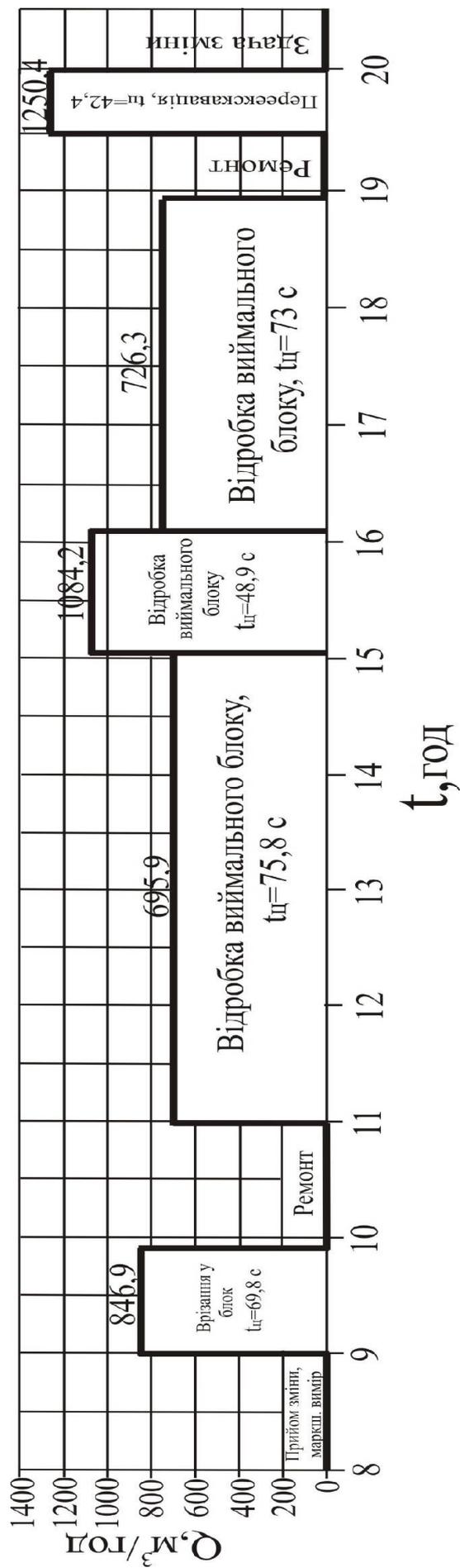


Рис. 4. Усредненный график зміни годинної продуктивності драглайна ЕШ-20/90 на Північному кар'єрі ОГЗК

$$T_{np} = T_3 \cdot n_e \quad (8)$$

де  $T_3$  – час пересувки конвеєра ланками, днів,  $n_e$  – число відпрацьовуваних заходок, од.

З метою визначення оптимальної кількості заходок, що відпрацьовуються в кар'єрі одним екскаватором, проведено аналіз залежності їх числа від параметрів і елементів кар'єрного поля при відпрацюванні обводненої гірничої маси потужними драглайнами з навантаженням до бункеру-перевантажувача і подальшим транспортуванням багатоланковими стрічковими конвеєрами. При цьому річне число відпрацьовуваних заходок в кар'єрі має вид

$$n_E = \frac{B_K v_e h_y}{Q_E^P} \quad (9)$$

де  $B_K$  – ширина кар'єрного поля, м;  $v_e$  – ширина екскаваторної заходки, м;  $h_y$  – висота уступа, м;  $Q_E^P$  – річна продуктивність драглайна, млн. м<sup>3</sup>/рік.

Так, для ЕШ-20/90 при  $B_K = 2$  км і  $v_e = 40$  м.

$$n_E = \frac{B_K v_e h_y}{Q_E^P} = \frac{2000 \cdot 40 \cdot 30}{5400000} = 0,44 \approx 1$$

Продуктивність драглайнів також залежить від витрачання часу при його переміщенні до нового робочого блоку та параметрів вибою. При цьому слід враховувати швидкість переміщення драглайна, час на планування траси бульдозером, переключення кабелів, площу траси, її довжину та ширину, а також конструктивні параметри екскаватора та продуктивність бульдозера.

**Висновки.** На основі виконаних досліджень встановлено, що достовірність визначення експлуатаційної продуктивності драглайнів досягається шляхом використання запропонованих залежностей раціональних параметрів їх роботи (кут повороту драглайна на розвантаження, швидкість переміщення до нового блоку) від параметрів виймальних уступів.

#### Список літератури

1. Лосицкий В.В. Разработка несвязных пород мощными экскаваторами-драглайнами при транспортной системе / В.В. Лосицкий, И.С. Булгаков // Совершенствование технологии открытой разработки железорудных месторождений КМА. – М.: Наука, 1964. – С. 61 – 81.
2. Егин Б.А. Учёт влияния ширины заходки на производительность шагающих экскаваторов / Б.А. Егин, Д.И. Щитов, Т.В. Виноградская // Разработка угольных месторождений открытым способом. – 1976. – Вып. 4. – С. 77 – 82.
3. Новожилов М.Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых / М.Г. Новожилов. – Ч.1 – М.: Недра, 1971. – 535 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.  
Надійшла до редакції 15.10.2012*

## ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ШАХТНЫХ ЛОКОМОТИВОВ

Рассмотрены пути повышения эффективности работы шахтного локомотивного транспорта за счет замены аккумуляторных электровозов дизелевозами и их адаптации к условиям эксплуатации в Украине.

Розглянуто шляхи підвищення ефективності роботи шахтного локомотивного транспорту за рахунок заміни аккумуляторних електровозів дизелевозами та їх адаптування до умов експлуатації в Україні.

Methods of mining locomotive transport operation efficiency diesel locomotives and their adapting to the operating conditions in Ukraine.

Одной из основных проблем современного шахтного локомотивного транспорта является недостаточная его производительность.

Стремительное старение шахтного фонда, вынуждает, для продления срока службы существующих шахт, осуществлять прирезку запасов у границ шахтных полей. Это привело к увеличению протяженности маршрутов локомотивной откатки.

Уход горных работ на большие глубины приводит к неуклонному росту газообильности и проявлений горного давления. Рост газообильности приводит к невозможности использования контактных локомотивов и усложнению проветривания шахт. Проявления горного давления приводят к ухудшению профиля пути (росту уклонов).

На сегодняшний день основным видом локомотивов (свыше 80% от общего числа) на угольных шахтах, являются аккумуляторные электровозы, путь пробега которых зависит от емкости их батарей и энергозатрат.

В сочетании с увеличением протяженности маршрутов и ограниченным зарядом батарей это приводит к неуклонному росту энергоемкости откатки, снижению весовой нормы поезда, росту продолжительности рейса и, как следствие – падению эффективности работы локомотивного транспорта.

Целью данной работы является поиск путей повышения эффективности работы шахтных локомотивов.

Среднесменным путем пробега локомотивов пытались увеличить следующие путями:

– созданием электровозов получающих энергию из внешнего источника неконтактным путем;

– увеличением энергоемкости химических источников тока применяемых на аккумуляторных электровозах;

– применением локомотивов с двигателями внутреннего сгорания.

Первый и второй пути, на сегодняшний день оказались тупиковыми.

Вредное влияние токов высокой частоты на обслуживающий персонал и опасность возникновения ЭДС индукции в металлических конструкциях вблизи

токоведущего кабеля, недопустимое с точки зрения ПБ привело к свертыванию производства индукционных локомотивов.

Предел повышения энергоемкости аккумуляторных батарей шахтных локомотивов практически достигнут [1] и принципиальное увеличение их энергоемкости возможно лишь за счет увеличения массогабаритных характеристик.

Анализ зарубежного опыта, привел к появлению на угольных шахтах дизелевозов, которые используя высокоэнергетическое дизельное топливо (ДТ) имеют достаточно высокую автономность и энерговооруженность. Однако, внедрение дизелевозов на шахтах Украины, выявило целый ряд проблем связанных с их эксплуатацией.

К их числу относятся:

- несоответствие нормативов содержания вредных веществ в выхлопах дизелевозов производства стран Евросоюза и украинских норм [2];
- необходимость, в соответствии с ПБ, подачи  $5\text{ м}^3$  воздуха на 1 лошадиную силу при работе двигателя внутреннего сгорания в подземных выработках, что при существующих ограничениях на скорость движения вентиляционной струи требует увеличения площади поперечного сечения выработок;
- проблемы с разжижением отработанных газов при совпадении направлений движения дизелевоза и вентиляционной струи;
- проблемы с эксплуатацией локомотивов в тупиковых выработках.

Выхлопы дизельных двигателей представляют собой сложную смесь газов, паров и взвешенных частиц. Состав выхлопных газов приведен в табл. 1.

Таблица 1

Состав выхлопных газов дизельного двигателя

Компоненты выхлопных газов	Концентрация
$\text{N}_2$	76–78 об%
$\text{O}_2$	2,0–18,0 об%
$\text{H}_2\text{O}$ (пары)	0,5–4,0 об%
$\text{CO}_2$	1,0–10,0 об%
$\text{CO}$	0,01–0,5 об%
Окислы азота	0,0002–0,5 об%
Углеводороды	0,09–0,5 об%
Альдегиды	0,001–0,009 об%
Сажа	0,01–1,1 г/ $\text{м}^3$
Бензопирен	$10 \times 10^{-6}$ г/ $\text{м}^3$

Объем дизельных выхлопов стараются уменьшить, используя высококачественное, низкосернистое горючее, прошедшее дополнительную очистку, работой дизеля на обедненных смесях, с избытком воздуха, применением каталитической очистки выхлопных газов.

Однако, эти технические решения не позволяют снизить концентрацию вредных веществ до предельно допустимых концентраций (ПДК) установленного действующим украинским законодательством. Современные дизелевозы, отве-

чающие по токсичности выхлопных газов нормативам принятых в США и странах Евросоюза, к эксплуатации на шахтах Украины допущены быть не могут.

Одним из возможных вариантов снижения токсичности выхлопных газов является переход на использование альтернативных видов топлива.

Сравнительная энергоемкость топлив приведена в табл. 2.

Таблица 2

Сравнительная энергоемкость топлив

Энергоемкость	тип топлива				
	Водород (газ)	Природный газ	Бензин	Дизельное топливо	Метанол
Весовая, кВт- час/кг	39,45	15,45	13,36	10,17	6,47
Объемная, кВт- час/м <sup>3</sup> (при дав- лении в одну атм.)	3,53	11,11	9,89	8,3	4,99

Наиболее высокоэнергетическим и нетоксичным из них является водород.

Перспективы перевода дизельных двигателей на газообразное топливо обусловлены накопленным автомобилестроителями опытом перевода дизельных двигателей на природный газ. [3]

Существуют два основных варианта такого прехода:

– переделка дизельного двигателя в газовый, работающий по циклу Отто. При этом, поскольку газ не воспламеняется, подобно дизельному топливу, при увеличении давления в цилиндре на такте сжатия, необходимо дооборудование дизелей системой зажигания. Такие двигатели могут работать только на газообразном топливе.

– приспособление обычного дизеля для работы на смеси ДТ и метана (так называемый газодизельный двигатель.) У газодизеля количество метана в рабочей смеси может колебаться в пределах 20-85% (по весу). Для переделки мотора требуется определенная доводка имеющейся топливной аппаратуры, которая должна обеспечивать стабильную подачу небольших порций дизтоплива на всех режимах работы двигателя для поджига газозооной смеси.

На наш взгляд, наиболее целесообразным решением для условий эксплуатации дизельных двигателей в условиях подземных горных выработок, будет перевод их на наиболее энергоемкий и нетоксичный энергоноситель – водород.

Основной проблемой при использовании водорода являются сложности связанные с его хранением [4].

Хранение водорода в сжатом виде требует высокопрочных многослойных стальных баллонов с внутренними вкладышами из аустенитной стали (соотношение  $\approx 33$  кг стали на 1 кг водорода). Срок службы таких баллонов невелик. Способность водорода диффундировать через углеродистый сплав (например, сталь) иногда сопровождается его разрушением вследствие взаимодействия во-

дорода с углеродом (так называемая декарбонизация). Водородная коррозия металла приводит к утечкам, что создает угрозу взрыва гремучего газа.

Хранение водорода в сжиженном виде, в сосудах Дьюара требует высоких затрат на охлаждение водорода до температуры  $-253\text{ }^{\circ}\text{C}$ . Криогенные емкости не имеют идеальной теплоизоляции, поэтому оборудуются системами для стравливания газообразного водорода в атмосферу, что в условиях ограниченного пространства горных выработок создает угрозу взрыва гремучего газа. Для подачи водорода из криогенных емкостей необходимы системы регазификации, инерционность которых осложняет снабжение дизельных двигателей работающих с переменной нагрузкой.

Хранение водорода в металлгибридах возможно за счет растворимости водород во многих металлах (Ni, Pt, Pd и др.), особенно в палладии (850 объемов на 1 объем Pd). Это позволяет хранить его в танках, содержащих губчатую массу или нанотрубки из благородных металлов. Большинство материалов позволяют сорбировать не более 7-8% водорода в массовой доле, наиболее современные композиты – до 12,4%. Недостаток такого способа хранения – высокая стоимость наполнителя, произвольный выход водорода на контакте губчатой массы с корпусом танка, приводящий к росту давления и возможности его декарбонизации, необходимость прогрева металлгибридов для стимулирования выхода газообразного водорода. Последнее существенно осложняет снабжение двигателей, работающих с переменной нагрузкой.

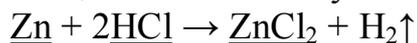
Таким образом, ни один из существующих, на сегодняшний день, способов хранения водорода не позволяет обеспечить безопасное и экономичное хранение водорода на дизелевозах и пневмоколесных самоходных машинах с дизельным двигателем в условиях подземных горных выработок.

Выход из сложившейся ситуации возможен по пути создания компактных генераторов, которые будучи установлены на самом транспортном средстве могут вырабатывать водород. При этом водород будет вырабатываться в таких объемах, которые будут сразу потребляться двигателем, минимизируя тем самым, возможность утечки.

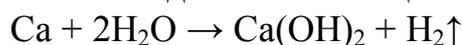
Получение водорода непосредственно на транспортном средстве возможно химическим путем с использованием генераторов по типу ацетиленовых или аппарата Киппа.

При этом, возможно использование следующих химических реакций[5]:

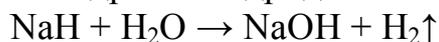
1. Действие разбавленных кислот на металлы. Для проведения такой реакции чаще всего используют цинк и разбавленную соляную кислоту:



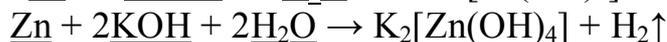
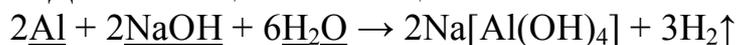
2. Взаимодействие кальция с водой:



3. Гидролиз гидридов:



4. Действие щелочей на цинк или алюминий:



С технической точки зрения, создание таких генераторов не представляет сложности. Здесь возможны варианты подачи твердых гранулированных компонентов стокером (шнековым податчиком) регулируемой производительности в емкость с жидким реагентом или наоборот, дозированного впрыска жидкостей в реактор заполненный гранулированными твердыми химикалиями.

Теоретически, применение химических генераторов в паре с газовыми двигателями позволит принципиально исключить (за исключением окислов азота) выброс в атмосферу горных выработок токсичных веществ.

Однако, в настоящее время, техническая реализация такого решения еще не проработана должным образом. Проблем три:

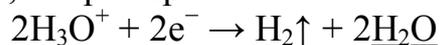
- инерционность химических реакторов, делающая невозможными быстрое изменение их производительности, что затруднит выдачу водорода применительно к изменяющемуся режиму работы двигателя;
- высокая температура сгорания водорода, вынуждающая кардинально изменять систему охлаждения рубашки двигателя и материалы из которых выполнена цилиндропоршневая группа (жаропрочные сплавы, металлокерамика);
- высокая скорость сгорания водорода (детонационная способность), вынуждающая осуществлять мероприятия по ее снижению и приводящая к сокращению срока службы двигателя.

Гораздо перспективнее, с точки зрения простоты реализации, перевод дизельных двигателей в газодизельные. Поскольку вспышка газозвушной смеси осуществляется впрыском небольшой порции ДТ, переделки двигателя сводятся к минимуму, температура вспышки водород+ДТ ниже, чем у чистого водорода и не требует применения специальных сплавов.

Водород для питания двигателя можно получать от компактного электролизера, расположенного на локомотиве. Реостат управления электролизером легко блокируется с топливным насосом, обеспечивая гибкое изменение производства водорода в соответствии с изменением режима работы двигателя.

Способ получения водорода (в литературе водородно-кислородная смесь известна также как: газ Брауна, гремучий газ, коричневый газ, ННО газ, водяной газ, водород, дигидроксид, гидроксид, зеленый газ, клейн газа, оксигидроген) с помощью электролиза достаточно хорошо отработан на практике.

При электролизе водных растворов щелочей или кислот на катоде происходит выделение водорода, например:



Выпуск таких компактных электролизеров для инжекторных и дизельных автомобилей уже освоен рядом отечественных (например ООО «Скайтек ЛТД») и зарубежных фирм (например Alabama Hybrids LLC). На рис.1 приведена одна из моделей автомобильного электролизера с комплектом для его установки на дизельный двигатель.

В ходе реакции водород сгорает с выделением тепла в количестве 285,2 кДж/моль (при жидкой воде). Самые лучшие электролизеры дают КПД до 85%, т.е. затраты на электролиз воды составят  $285,2/0,85 = 336$  кДж/моль. Поскольку величиной "моль" оперировать в данном случае не очень удобно, переведем все в килограммы:  $336 \text{ кДж/моль} = 18666 \text{ кДж/кг}$ .



Рис. 1. Комплект для перевода дизельного двигателя в газодизель, работающий на смеси водород+ДТ

Переведем в мощность выраженную в кВт  $18666 \text{ кДж} = 5,19 \text{ кВт*час}$ . Следовательно, для разложения 1 кг воды на водород и кислород необходимо затратить  $5,2 \text{ кВт*час}$  или  $18666 \text{ кДж}$ . Сколько ДТ необходимо потратить на разложение 1 кг воды? При теплоте сгорания ДТ  $43 \text{ МДж/кг}$  и КПД дизельного двигателя  $\approx 30\%$  полезное количество теплоты составит  $43 * 0,3 = 12,9 \text{ МДж/кг}$ . —  $X = 18,666 / 12,9 = 1,45 \text{ кг ДТ}$ . При плотности ДТ  $0,83$  объем  $V = 1,45 / 0,83 = 1,75 \text{ л}$  Это затраты на разложение 1 кг воды.

Определим сколько энергии выделится. Газ после сгорания превращается в воду в виде пара. Теплота образования воды (при газоподобной воде)  $242 \text{ кДж/моль} = 13,44 \text{ МДж/кг}$ .

Преимущества синтез-газа как топлива, связывают с наличием в нем свободного водорода. Добавка водорода к ДТ топливу увеличивает скорость и полноту его сгорания, способствуя тем самым росту индикаторного КПД. Добавка даже  $10\%$  приводит к снижению расхода ДТ на  $30\text{--}40\%$ .

Более значимым, чем рост КПД и снижение расхода ДТ, для шахтных дизелевозов и пневмоколесных машин, является снижение токсичности выхлопных газов. При добавке  $10\%$  водорода содержание в выхлопных газах сажи (сильного канцерогена) снижается на  $75\%$ , снижается содержание окислов азота, бензопирена и углеводородов. [6]

По мере снижения доли ДТ подаваемого в цилиндр существенно снижаются выбросы  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ , углеводородов, альдегидов, сажи бензопирена. Однако рост удельного веса водорода в топливной смеси приводит к повышению тем-



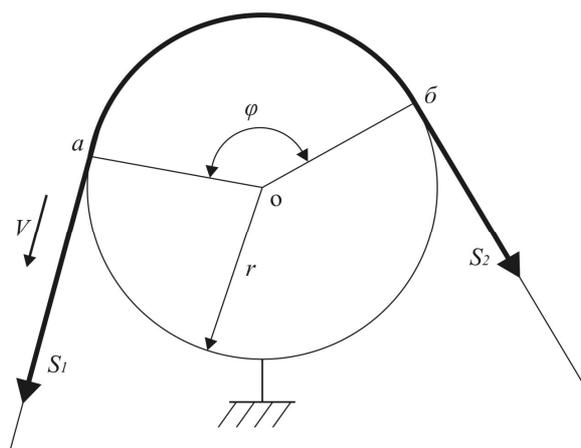
## ПЕРЕДАЧА ТЯГОВОГО УСИЛИЯ ГИБКОМУ ТЕЛУ ТРЕНИЕМ

Установлено влияние параметров трения гибкого тела по барабану на передачу тягового усилия трением.

Установлено вплив параметрів тертя гнучкого тіла по барабану на передачу тягового зусилля тертям.

The influence of the parameters of the friction traction flexible body of the drum to transfer driving force of friction.

Передача тягового усилия гибкому телу трением осуществляется за счет силы трения, возникающей между ним и поверхностью приводного барабана или шкива трения. Если в качестве гибкого тела выбирают конвейерную ленту, то она, обычно, огибает один или два приводных барабана, примерно на 180 – 240 градусов. Канат может охватывать шкив трения 1 - 3 и более раз с углом обхвата 180 – 900 и более градусов. Реакция между телами достигается, как правило, натяжением гибкого тела (рис. 1).



*Рис. 1.* Расчетная схема:  $S_2$ ,  $S_1$  – натяжения в набегающей и сбегающей с барабана ветвях гибкого тела;  $r$  – радиус барабана;  $\varphi$  – угол обхвата барабана гибким телом;  $v$  – направление и скорость движения гибкого тела;  $q$  – линейная масса гибкого тела

В основе передачи тягового усилия гибкому телу лежит известный закон трения гибких тел Эйлера (формула Эйлера), открытый в 1775 году. Формула Эйлера является фундаментальным законом трения гибких тел и широко используется в мировой и отечественной практике научных исследований, машиностроении и технике. А решение Эйлера классической задачи о скольжении гибкого тела по неподвижному блоку, из которого вытекает упомянутый выше закон, рассматривается учеными, преподавателями, инженерами и студентами как показательный классический пример решения задач механики аналитическими методами, основателем которых является Эйлер [1-3].

Закон трения гибких тел Эйлера устанавливает взаимосвязь между параметрами трения гибкого тела (идеальной нити) с некоторой линейной массой при скольжении по неподвижному блоку, под действием сил приложенных к его концам (рис. 1).

Согласно нему идеальная нить под действием приложенных к ее концам сил  $S_1$  и  $S_2$  скользит по неподвижному блоку в направлении большей силы, превышающей другую силу на величину суммарной силы трения, которая возникает между нитью и неподвижным блоком, а

$$\frac{S_1 - q \cdot v^2}{S_2 - q \cdot v^2} = e^{\omega \cdot \varphi},$$

где  $S_1$  – натяжения в сбегающей с блока ветви идеальной нити;  $S_2$  – натяжение в набегающей с блока ветви идеальной нити;  $\varphi$  – угол обхвата барабана идеальной нитью;  $\omega$  – коэффициент трения скольжения между идеальной нитью и блоком,  $v$  – скорость скольжения нити;  $q$  – линейная масса идеальной нити.

Согласно этому закону без учета центробежных сил конвейерной ленты в режиме скольжения минимальное усилие натяжения конвейерной ленты в сбегающей с барабана ветви [4]

$$S_{2min} = \frac{F_0}{(e^{\omega \cdot \varphi} - 1)},$$

где  $S_{2min}$  – минимальное усилие натяжения конвейерной ленты в сбегающей с барабана ветви;  $F_0$  – передаваемое тяговое усилие.

А в режиме сцепления

$$S_{2min} = \frac{F_0 \cdot k_T}{(e^{\omega \cdot \varphi} - 1)},$$

где  $k_T$  – коэффициент запаса тяговой способности.

Следовательно, предполагается, что для передачи тягового усилия необходимо обеспечить лишь усилие натяжения гибкого тела в сбегающей с барабана ветви. При этом не регламентируется усилие натяжения в набегающей на барабан ветви, от которых зависит реакция между гибким телом и барабана, что наводит на критические размышления.

Кроме того, в практике действующих расчетов конвейеров коэффициент запаса тяговой способности выбирают с запасом до 40% от необходимого в режиме скольжения, равного 1,4, и не учитываются центробежные силы конвейерной ленты [4].

Согласно данным Андреева А.В. [2], сила трения между барабаном и конвейерной лентой конвейера, которая может считаться гибким телом, полученная экспериментально, намного выше (до 30%) в сравнении с его расчетным значением, полученным с использованием формулы Эйлера. Следовательно, известный, так называемый, коэффициент запаса тяговой способности на 75% необходим для компенсации неправильности используемого в расчетах тяговой способности закона трения гибких тел Эйлера, и лишь оставшиеся 25% собственно для запаса.

А как осуществлять тяговые расчеты других машин с другими значениями параметров трения гибкого тела по блоку, например подъемных машин? Какое значение коэффициента запаса тяговой способности для них принимать? Очевидно, актуально знать правильное влияние параметров трения гибкого тела по блоку на передачу ему тягового усилия трением.

Следовательно, установление правильного влияния параметров трения гибкого тела по блоку на передачу тяговой способности трением, является актуальной проблемой, имеющей большое научное и практическое значение.

Целью статьи является установление влияния параметров трения гибкого тела по блоку на передачу ему тягового усилия трением.

Однако действующие подходы в передаче тягового усилия гибкому телу основаны на устаревших представлениях Эйлера о трении (закон о прямой пропорциональности между силой трения и нормальной реакцией между телами) и не используются принципы сохранения энергии, которые должны соблюдаться. Это обстоятельство привело к ошибочности формулы Эйлера, которая подтверждается практикой [2].

Упомянутый закон трения гибких тел Эйлера не подтверждается практикой [2] и не описывает условий, когда одно из усилий, приложенных к одному из концов гибкого тела, находится в пределах от нуля до  $q \cdot v^2$ . В окрестности верхнего предела указанного диапазона закон дает весьма противоречивую прогнозную оценку угла обхвата блока гибким телом с заданными фрикционными характеристиками, который стремится к бесконечности.

Все это породило сомнение в правильности закона трения гибких тел Эйлера и, отвечающее ему, необходимое условие для передачи заданного тягового усилия гибкому телу - минимальное усилие натяжения гибкого тела в сбегавшей с барабана ветви [4].

Дискуссия ученых вокруг правильности формулы Эйлера не затухает вот уже два столетия [2]. Проблемой несовпадения между формулой Эйлера и данными практики занимались много выдающихся ученых в мире, в том числе основатели кафедры транспортных систем и технологий Державного ВНЗ «Національний гірничий університет» и «Інституту геотехнічної механіки НАН України» (Поляков Н.С., Штокман И.Г.). Но делали они и продолжают это реализовывать их последователи на основе устаревших представлений о трении тел, которые были признаны во время решения задачи Эйлером, и не учитывают развитие знаний о трении и открытые принципы сохранения энергии. Многочисленные попытки увязать между собой данные практики и формулы Эйлера посредством учета гравитационных, инерционных, центробежных сил, физико-механических свойств гибкого тягового органа и других факторов, в том числе, путем введения эмпирических коэффициентов и использованием приближенных методов интегрирования, предпринимаемые учёными, не только не привели к существенным поправкам к формуле Эйлера, а, порой, и противоречат выводам некоторых исследователей по одному и тому же вопросу [2].

Вместе с тем, несмотря на данные практики и признание учеными отличия механизмов реализации тягового усилия в реальном тяговом органе и в идеальной нити до недавнего времени было принято считать, что в условиях скольжения они могут быть описаны формулой Эйлера.

Поэтому в 2007 году было предложено новое решение задачи Эйлера, которое учитывает изменившиеся после вывода формулы Эйлера представления о трении, а именно представления Кулона (закон о двухпараметрической линейной зависимости между силой трения и нормальной реакцией между телами) и сформулированный в 40-х годах 19-го столетия закон сохранения энергии, господствующие сейчас в науке [5].

Согласно ему

$$\frac{2 \cdot (S_1 - S_2)}{S_1 + S_2 - 2 \cdot q \cdot v^2} = \varphi \cdot \omega - const.$$

Для идеальной нити без учета гравитационных сил соответственно

$$\frac{2 \cdot (S_1 - S_2)}{S_1 + S_2} = \varphi \cdot \omega - const.$$

Новое решение классической задачи Эйлера преодолевает противоречия между накопившимися данными практики по передаваемому гибкому телу усилию трением и формулой Эйлера [2].

Известно, что сила трения между телами определяется нормальной реакцией между ними и коэффициентом трения тел при этой реакции. Оба этих параметра влияют на передаваемое тяговое усилие гибкому телу. Однако о значении заданной нормальной реакции между гибким телом и блоком в соответствии с законом трения гибких тел Эйлера в технической литературе не упоминается, а ведется речь лишь о значении коэффициента трения для реализации необходимого тягового усилия. Хотя оба параметра очень важны.

Для определения нормальной реакции между телами рассмотрим уравнение равновесия элементарного участка гибкого тела (идеальной нити) в этом направлении (рис. 2).

Уравнение равновесия для элементарного участка гибкого тела  $dl$ , отвечающего элементарному углу обхвата  $d\alpha$ , при скольжении гибкого тела по блоку, будет иметь вид

$$S(\alpha) \cdot \sin \frac{d\alpha}{2} + [S(\alpha) + dS] \cdot \sin \frac{d\alpha}{2} = dN + dC,$$

где  $S(\alpha)$  и  $[S(\alpha) + dS]$  – усилия натяжения гибкого тела на концах элементарного участка;  $dC$  – центробежная сила элементарного участка;  $dN$  – нормальная реакция между элементарным участком гибкого тела и блоком;  $da$  – приращение угла на элементарном участке гибкого тела.

Отсюда, пренебрегая малыми величинами высшего порядка малости, нормальная реакция между парой трения будет записана в виде уравнения

$$dN = S(\alpha) \cdot d\alpha - dC.$$

Указанная дифференциальная зависимость свидетельствует о том, что нормальная реакция  $dN$  между элементарным участком гибкого тела  $dl$  и неподвижным блоком обусловлена натяжением гибкого тела  $S(a)$  и кривизной поверхности, характеризующейся элементарным углом  $d\alpha = \frac{dl}{r}$ . С уменьшением радиуса кривизны нормальная реакция увеличивается. Причем, центробежная сила  $dC$  уменьшает нормальную реакцию  $dN$ .

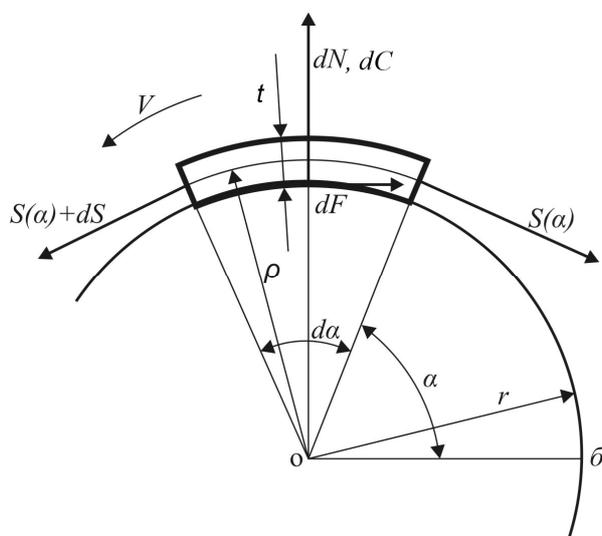


Рис. 1. Элементарный участок гибкого тела  $dl$ :  $S(\alpha)$  и  $[S(\alpha)+dS]$  – усилия натяжения гибкого тела на концах элементарного участка;  $dC$  – центробежная сила элементарного участка;  $dN$  – нормальная реакция между элементарным участком гибкого тела и барабаном;  $dF$  – сила трения скольжения между элементарным участком гибкого тела и барабаном;  $t$  – толщина гибкого тела;  $\rho$  – радиус условной (нейтральной) продольной линии гибкого тела;  $\alpha$  – угол сечения гибкого тела, контактирующего с барабаном;  $da$  – элементарный угол на элементарном участке гибкого тела  $dl$ ;  $v$  – направление и скорость движения гибкого тела;  $q$  – линейная масса гибкого тела

Если обозначить линейную массу гибкого тела через  $q$ , то величина соответствующей элементарной центробежной силы будет выглядеть следующим образом

$$dC = q \cdot \frac{v^2}{r} \cdot dl = q \cdot \frac{v^2}{r} \cdot r \cdot d\alpha = q \cdot v^2 \cdot d\alpha,$$

где  $q$  – линейная масса гибкого тела.

Поэтому

$$dN = S(\alpha) \cdot d\alpha - dC = S(\alpha) \cdot d\alpha - q \cdot v^2 \cdot d\alpha = (S(\alpha) - q \cdot v^2) \cdot d\alpha.$$

Нормальную реакцию между телами для известного решения Эйлера можно определить из выражения

$$N = \int_0^{\varphi} (S(\alpha) - q \cdot v^2) \cdot d\alpha = \int_0^{\varphi} (S_2 \cdot e^{\omega\alpha} - q \cdot v^2) \cdot d\alpha = \left( \frac{S_2}{\omega} \cdot e^{\omega\alpha} - q \cdot v^2 \right) \Big|_0^{\varphi} = \frac{S_2}{\omega} (e^{\omega\varphi} - 1) - \varphi \cdot q \cdot v^2.$$

Отсюда следует, что нормальная реакция между телами согласно формуле Эйлера определяется в том числе и коэффициентом трения тел, который в общем случае неизвестен, и, к тому же, зависит от реакции между ними. Это обстоятельство свидетельствует о невозможности количественно обеспечить заданную нормальную реакцию между гибким телом и блоком, руководствуясь формулой Эйлера, что вызывает сомнение. Сомнительность полученного результата еще раз свидетельствует об ошибочности закона трения гибких тел Эйлера.

Из известного закона трения гибких тел Эйлера сила трения между телами составляет

$$F = (S_2 - q \cdot v^2) \cdot (e^{\omega \cdot \varphi} - 1).$$

По аналогии с предыдущими выкладками для нового решения классической задачи Эйлера (альтернативного формуле Эйлера закона трения гибких тел) в соответствии с принципом сохранения потенциальной энергии заданного натяжения гибкого тела с различными фрикционными характеристиками [5]

$$S(\alpha) = \frac{S_1 - S_2}{\varphi} \cdot \alpha + S_2.$$

Тогда нормальная реакция между гибким телом и блоком будет

$$N = \int_0^{\varphi} (S(\alpha) - q \cdot v^2) \cdot d\alpha = \int_0^{\varphi} \left( \frac{S_1 - S_2}{\varphi} \cdot \alpha + S_2 - q \cdot v^2 \right) \cdot d\alpha = \left( \frac{S_1 - S_2}{\varphi} \cdot \frac{\alpha^2}{2} + S_2 \cdot \alpha - q \cdot v^2 \right) \Big|_0^{\varphi} = \varphi \cdot \frac{S_1 + S_2 - 2 \cdot q \cdot v^2}{2}.$$

Нормальная реакция не зависит от фрикционных свойств гибкого тела. Она определяется усилиями его натяжения в набегающей и сбегающей с барабана ветвях, его массой, скоростью движения и углом обхвата, что является логичным и понятным.

Поэтому, сила трения между телами составит

$$F = \omega \cdot N = \omega \cdot \varphi \cdot \left( \frac{S_1 + S_2 - 2 \cdot q \cdot v^2}{2} \right).$$

Если учесть, что на приводном барабане реализуется тяговое усилие, равное разности усилий натяжения в набегающей и сбегающей с барабана участках гибкого тела, то полученное уравнения отвечает альтернативному формуле Эйлера закону трения гибких тел.

Следовательно, для передачи заданного тягового усилия гибкому телу в режиме скольжения необходимо обеспечить необходимую реакцию между телами, что достигается натяжением гибкого тела

$$S_1 + S_2 = \frac{2 \cdot F_0}{\omega \cdot \varphi} + 2 \cdot q \cdot v^2.$$

А для передачи заданного тягового усилия гибкому тяговому органу в режиме сцепления необходим некоторый запас, который значительно меньший известного (коэффициент не призван компенсировать ошибочность используемого закона трения гибких тел)

$$S_1 + S_2 = \frac{2 \cdot F_0 \cdot k_T}{\omega \cdot \varphi} + 2 \cdot q \cdot v^2.$$

В табл. 1 приведены сравнительные данные оценки силы трения между неподвижным барабаном и конвейерной лентой согласно известным законам трения гибких тел, при различных скоростях скольжения.

Условия испытаний: ширина конвейерной ленты – 490 мм; толщина конвейерной ленты – 10 мм; погонная масса конвейерной ленты ( $q$ ) – 7,6 кг; усилие натяжения конвейерной ленты ( $S_1 + S_2$ ) – 311 кГ; коэффициент трения ( $\omega$ ) – 0,43; угол обхвата барабана конвейерной лентой ( $\varphi$ ) – 3,14 рад; скорость скольжения ( $v$ ) варьировалась в пределах от 0,5 до 8,0 м/с.

Сравнительные данные оценки силы трения между конвейерной лентой и неподвижным барабаном при различных скоростях скольжения

Условия испытаний		Сила трения между гибким телом и барабаном, кГ				
Скорость скольжения, (v), м/с	Силы, приложенные к концам гибкого тела, кГ		Согласно формуле Эйлера		Согласно альтернативному решению задачи Эйлера	
	$S_1$	$S_2$	$S_2(e^{\omega\varphi} - 1)$	$(S_2 - qv^2)(e^{\omega\varphi} - 1)$	$\omega\varphi(S_1 + S_2)/2$	$\omega\varphi(S_1 + S_2 - 2qv^2)/2$
0,5	259,2	51,8	148,1	142,7	209,9	207,9
1,0	256,0	55,0	157,3	135,6	209,9	199,7
2,0	240,0	71,0	203,1	116,1	209,9	168,9
4,0	178,4	132,6	379,2	31,5	209,9	45,8
8,0	155,5	155,5	444,7	0	209,9	0

Данные получены при испытании на испытательном стенде при скорости скольжения 1 м/с и экстраполированы на другие скорости. При этом влияние скорости скольжения на коэффициент трения не учитывалось, а определение коэффициента трения осуществлялось с использованием альтернативного решения задачи Эйлера, учитывающего центробежные силы.

Проведенный анализ данных эксперимента свидетельствует о том, что влияние центробежных сил на реализуемое тяговое усилие трением при некоторых условиях испытаний весьма существенно. Уже при скоростях 2 и 4 м/с, за счет центробежных сил реализуемое тяговое усилие согласно альтернативному решению задачи Эйлера снижается на 15 и 75% в сравнении с максимальным, а по формуле Эйлера меньше на 55 и 85 %, соответственно.

Критические значения скорости скольжения гибкого тела, для формулы Эйлера и альтернативного решения задачи Эйлера с учетом центробежных сил, при которых не реализуется тяговое усилие, равны соответственно

$$v_k / \text{ф.Э} \geq \sqrt{\frac{S_2}{q}};$$

$$v_k / \text{альт.з-н} \geq \sqrt{\frac{(S_1 + S_2)}{2 \cdot q}}.$$

Откуда  $v_k / \phi_{\text{Э}} = v_k / \text{альт.з-н}$ . Оно по формуле Эйлера и альтернативному решению задачи Эйлера одно и то же и составляет 4,52 м/с. Однако конвейерная лента иногда эксплуатируется при значительно больших скоростях (достигает 8 м/с для карьерных конвейеров), что требует отдельного рассмотрения и анализа.

Реализуемое тяговое усилие трением по альтернативному решению задачи Эйлера с учетом центробежных сил в сравнении с соответствующей формулой Эйлера на 30% больше. Это обстоятельство хорошо согласуется с данными практики о расхождении коэффициента трения гибкого тела (конвейерной ленты), установленного экспериментально на цилиндрической поверхности гибкого тела косвенным методом с использованием формулы Эйлера, и действительным значением, установленным прямым методом, которое также достигает 30% [2].

И наоборот, опосредованное через силу  $S_2$  влияния центробежных сил на реализацию силы тяги трением по формуле Эйлера, не учитывающей центробежные силы, и в качественном и в количественном отношении выходит за пределы здравого смысла – увеличивается с увеличением скорости скольжения.

В табл. 2 приведены прогнозные оценки угла обхвата ( $\varphi$ ) по задаче об уравнивании большой силы ( $Q$ ) маленькой ( $P$ ), приложенными к концам нити с заданными фрикционными характеристиками, которая навита на неподвижный блок [3], для известных решений задачи Эйлера.

Таблица 2

Прогнозные оценки угла обхвата нитью неподвижного блока

Угол обхвата, $\varphi$ , рад.		Исходные данные		
По ф-ле Эйлера $\frac{1}{\omega} \cdot \ln \frac{S_1}{S_2}$	По альтернат. реш-ю задачи Эйлера $\frac{2 \cdot (S_1 - S_2)}{\omega \cdot (S_1 + S_2)}$	Сила, $S_1$ , $H$	Сила, $S_2$ , $H$	Сила трения, $F$ , $H$
1,83	1,71	1000	400	600
2,41	2,15	1000	300	700
3,22	2,67	1000	200	800
4,61	3,27	1000	100	900
5,99	3,62	1000	50	950
7,82	3,84	1000	20	980
12,43	3,98	1000	2	998
17,03	3,9984	1000	0,2	999,8
21,64	3,9998	1000	0,02	999,08
$\rightarrow \infty$	4,0	1000	$\rightarrow 0$	1000
-	4,0	1000	0	1000

Анализ данных показал, что отличие прогнозных оценок уравнивания большой силы ( $Q$ ), например, в 1000 Н маленькой силой ( $P$ ), достигающей всего 20 % от заданной ( $P \geq$  в 200 Н), согласно рассматриваемым решениям за-

дачи Эйлера не превышает 17%. Зато уравнивание заданной силы ( $Q$ ) несколько меньшими силами ( $P$ ), по прогнозу согласно формулы Эйлера, требует несоизмеримо большего увеличения угла обхвата. Не поддается, например, пониманию то, что для увеличения силы трения всего на 0,2 % с 998 до 1000  $H$  угол обхвата нитью блока необходимо увеличить в бесконечное число раз с 12,43 до  $\infty$  рад. Это обстоятельство, в конечном счете проявилось в ограниченном диапазоне применимости решения Эйлера и получении неадекватных результатов на его границе (когда маленькая сила  $P$  находится в диапазоне от нуля до  $q \cdot v^2$  или в окрестности последнего) и свидетельствует в пользу альтернативного решения задачи Эйлера.

В целом результаты прогнозной оценки данных табл. 2 согласуются с данными табл. 1 в части реализуемого тягового усилия для заданного угла обхвата нитью неподвижного блока и наименьшей скорости скольжения. Ожидается, что с увеличением угла обхвата нитью неподвижного блока разница между реализуемыми тяговыми усилиями трением для альтернативного решения задачи Эйлера в том числе с учетом центробежных сил и соответствующей формулы Эйлера также будет возрастать.

Таким образом, для передачи заданного тягового усилия гибкому телу трением по барабану достаточно обеспечить необходимую реакцию между телами, которая определяется суммарным усилием натяжения гибкого тела в набегающей и сбегаяющей с барабана ветвях, углом обхвата, его массой и скоростью движения при известном коэффициенте трения.

Полученное выражение хорошо согласуется с современными представлениями о трении и практикой. Оно логично и понятно, устанавливает влияние параметров трения гибких тел по блоку на передачу ему тягового усилия трением, что позволяет производить объективный тяговый расчет средств транспорта с гибким тяговым органом. Оно способствует установлению истинных знаний о трении гибкого тела, правильному пониманию механизма передачи тягового усилия гибкому телу, совершенствованию теории трения гибких тел, теории и практики транспортирования грузов транспортными машинами с гибким тяговым органом, что имеет большее научное и практическое значение.

#### Список литературы.

1. Колчин Н.И. Механика машин. Т2. Кинестатика и динамика машин. Трение в машинах / Колчин Н.И. - Л.: Машиностроение, 1972. - 455 с.
2. Андреев А.В. Передача трением / Андреев А.В. - М.: Машгиз, 1978. - 176 с.
3. Тарг С.М. Краткий курс теоретической механики: Учеб. для вузов. / Тарг С.М. - [12-е изд.] - М.: Высш. шк., 1998. - 416 с.
4. Біліченко М.Я. Основи теорії та розрахунки засобів транспортування вантажів шахт: Навч. посібник / Біліченко М.Я. - Дніпропетровськ: Національна гірнична академія України, 2002. - 103 с.
5. Лубенец Н.А. Альтернативный формуле Эйлера закон реализации тягового усилия трением / Лубенец Н.А. // Науковий вісник НГУ. - Днепропетровск, 2008. - № 11.- С. 67 - 70.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.  
Надійшла до редакції 30.10.2012*

## **ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СХЕМ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТРАНСПОРТА В УСЛОВИЯХ ОП «ШАХТА «1/3 НОВОГРОДОВСКАЯ»**

Проанализировано состояние транспортно-технологической системы и пути ее совершенствования на базе применения монорельсовых дизель-гидравлических локомотивов. Рассмотрен вариант применения дизельных подвесных монорельсовых дорог как единого транспортного средства для обеспечения вспомогательного грузопотока шахты 1/3 «Новгородовская» ГП «Селидовуголь».

Проаналізовано стан транспортно-технологічної системи та шляхи її удосконалення на базі застосування монорейкових дизель-гідравлічних локомотивів. Розглянуто варіант застосування дизельних підвісних монорейкових доріг як загального транспортного засобу для забезпечення допоміжного вантажопотоку шахти 1/3 «Новгородівська» ДП «Селідовугілля».

Condition of transport and technological systems and ways of their improving based on monorail diesel-hydraulic locomotive application is analyzed. Alternative of applying diesel overhead monorail as a single transport unit to provide auxiliary flow of mine 1/3 «Novogrodovskaya» State Interprise «Selidovygol» cargo is considered.

В соответствии с программой развития угольной отрасли Украины до 2030 года приоритетным направлением большинства действующих шахт Украины является их реконструкция, а также повышение темпов подготовки и отработки запасов путем внедрения высокопроизводительных очистных и проходческих комплексов нового поколения [1].

В тоже время при интенсификации горного производства отмечается несоответствие пропускной способности участковых подготовительных выработок и низкая адаптационная способность средств вспомогательного транспорта.

В современных условиях темпы подвигания очистных забоев составляют 150...200 м/мес. При отработке запасов выемочными столбами необходимо обеспечить темпы комбайнового проведения подготовительных выработок в пределах 190...250 м/мес. Комбайновый способ проведения выработок позволяет обеспечить указанные темпы, однако наличие незапланированных простоев по вине транспорта значительно увеличивают сроки подготовки новых выемочных столбов. Основной причиной этого является отсутствие единого вида шахтного транспорта для обеспечения вспомогательных грузопотоков [1].

В зарубежной практике для обеспечения вспомогательных грузопотоков угольных шахт широкое применение нашли подвесные монорельсовые дороги (ПДМ), как с дизельными локомотивами, так и с канатной тягой. Однако подвесные монорельсовые дороги с канатной тягой зарекомендовали себя только при погрузочно-транспортных работах в пределах одной или двух сопряженных горных выработок. Альтернативой канатным ПДМ являются монорельсовые дороги с дизельным двигателем, которые осуществляют перемещение грузов по разветвленной сети транспортных выработок к нескольким конечным

пунктам. Для этого на сопряжениях став монорельсовой дороги оснащаются стрелочными переводами, которые объединяют всю сеть шахтных выработок в единую транспортную цепочку.

Следует отметить, что большинство ранее выполненных работ [2] по обоснованию эксплуатационных параметров предусматривали исследование механических характеристик шахтных подвесных монорельсовых дорог применяемых как на отечественных, так и на зарубежных угледобывающих предприятиях. В этих работах не решались вопросы совершенствования технологических схем вспомогательного транспорта с применением подвесных монорельсовых дорог. Поэтому обоснование и разработка технологических схем и методов организации транспортировки грузов при ведении подготовительных и очистных работ с применением подвесных монорельсовых дорог подтверждает важность научного направления и актуальность его для угледобывающих предприятий Украины.

Целью работы является разработка рекомендаций по совершенствованию действующей схемы вспомогательного транспорта шахты 1/3 «Новгородовская» путем внедрения дизель-гидравлического монорельсового оборудования нового поколения и адаптации его к реальным условиям эксплуатации.

Для достижения поставленной цели сформулированы основные задачи: проанализировать состояние действующей схемы вспомогательного транспорта и пропускную способность выработок в условиях интенсификации горных работ шахты; разработать и обосновать направления по совершенствованию действующей транспортно-технологической системы при подготовке и отработке новых запасов в условиях шахты 1/3 «Новгородовская».

В условиях шахты 1/3 «Новгородовская» принята панельная система подготовки. Максимальная глубина ведения горных работ – 835 м. Отработка запасов ведется длинными столбами. План добычи угля по пласту  $L_1$  на 2012 год предусмотрен в объеме 690 тыс. тонн.

На шахте широкое распространение получили технологические схемы с полной конвейеризацией основного грузопотока от очистных и подготовительных забоев непосредственно к главному стволу №1. При этом следует учитывать, что при транспортировке горной массы по главному стволу №3, достаточно высокий удельный вес имеет комбинированная схема с применением напочвенных видов колесного транспорта (локомотивная и концевая откатки).

В настоящее время при сооружении подготовительных выработок отмечено увеличение площади их поперечного сечения. Это связано с постоянно возрастающей глубиной ведения горных работ, а следовательно, с увеличением температуры и газообильности вмещающих пород. Кроме того, увеличение площади поперечного сечения подготовительных выработок обусловлено появлением горного оборудования нового технического уровня и необходимостью транспортировки его с учетом всех действующих требований и норм [3, 4].

Необходимо отметить, что за последние 25 лет в технологии проведения подготовительных выработок и ведении очистных работ на шахте «1/3 Новгородовская» существенных изменений не произошло. Основной причиной этого является несоответствие применяемого транспортного оборудования.

При комбайновом проведении выработок в условиях шахты «1/3 Новогородовская» преобладает транспортно-технологическая схема с применением ленточного конвейера и напочвенной канатной дороги. Данная схема предусматривает транспортировку горной массы от проходческого комбайна КСП-32 при помощи ленточного перегружателя ППЛ-80 и далее телескопическим конвейером 1ЛТ-80 до сопряжения штрека с магистральной выработкой. Доставка материалов, оборудования и людей осуществляется с помощью напочвенной канатной дороги ДКНЛ-1 или концевой откатки.

Анализ горнотехнических условий ведения подготовительных работ на шахтах Украины показал, что современные технологические схемы должны предусматривать возможность проведения выработок площадью поперечного сечения от 13 до 25 м<sup>2</sup>. При этом необходимо учитывать, что высокие темпы подвигания очистных забоев, оборудованных механизированными комплексами нового технического уровня, требуют соответствующих технико-экономических показателей и от подготовительных работ.

Согласно традиционным схемам [5], в подготовительных выработках рекомендуется применять: локомотивную или канатную откатки; монорельсовые или напочвенные канатные дороги; самоходные вагоны; специальные контейнеры и др. Целесообразность применения того или иного вида вспомогательного транспорта чаще всего определяется результатами расчетов тяговых характеристик.

Специфика ведения горных работ в сложных горно-геологических условиях шахты «1/3 Новогородовская» вызывает необходимость транспортировки грузов без выполнения погрузочно-перегрузочных операций на сопряжениях выработок. Применение подвесных монорельсовых дорог с дизель-гидравлическими локомотивами полностью удовлетворяет всем требованиям по организации своевременной доставки грузов от места загрузки к конечному пункту.

С 2011 года на шахте «Степная» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь» успешно эксплуатируется монорельсовая подвесная дорога с дизель-гидравлическими локомотивами фирмы *Ferrit*. Согласно [6] работа монорельсовой дороги позволила сократить общее время на проведение монтажно-демонтажных работ. Кроме того, эксплуатация данного вида вспомогательного транспорта более чем в 1,5 раза превышает эффективность традиционно применяемых средств перемещения оборудования, материалов и людей в условиях шахт Западного Донбасса.

Так как дизель-гидравлические локомотивы успешно применяются на действующих шахтах с подобными горнотехническими условиями, то внедрение на шахте 1/3 «Новогородовская» монорельсовых дорог позволит создать перспективы для совершенствования существующей схемы подземного вспомогательного транспорта.

Проведение нового наклонного ствола (угол наклона 14 градусов и сечение  $S_{св} = 18,3 \text{ м}^2$ ) в 2013 – 2014 гг. и дальнейшая его эксплуатация, а также подготовка и отработка запасов по пласту К<sub>8</sub> планируются с применением дизель-гидравлических локомотивов. Фрагмент схемы перспективного плана горных работ по пласту К<sub>8</sub> (шахта 1/3 «Новогородовская») представлен на рисунке 1.

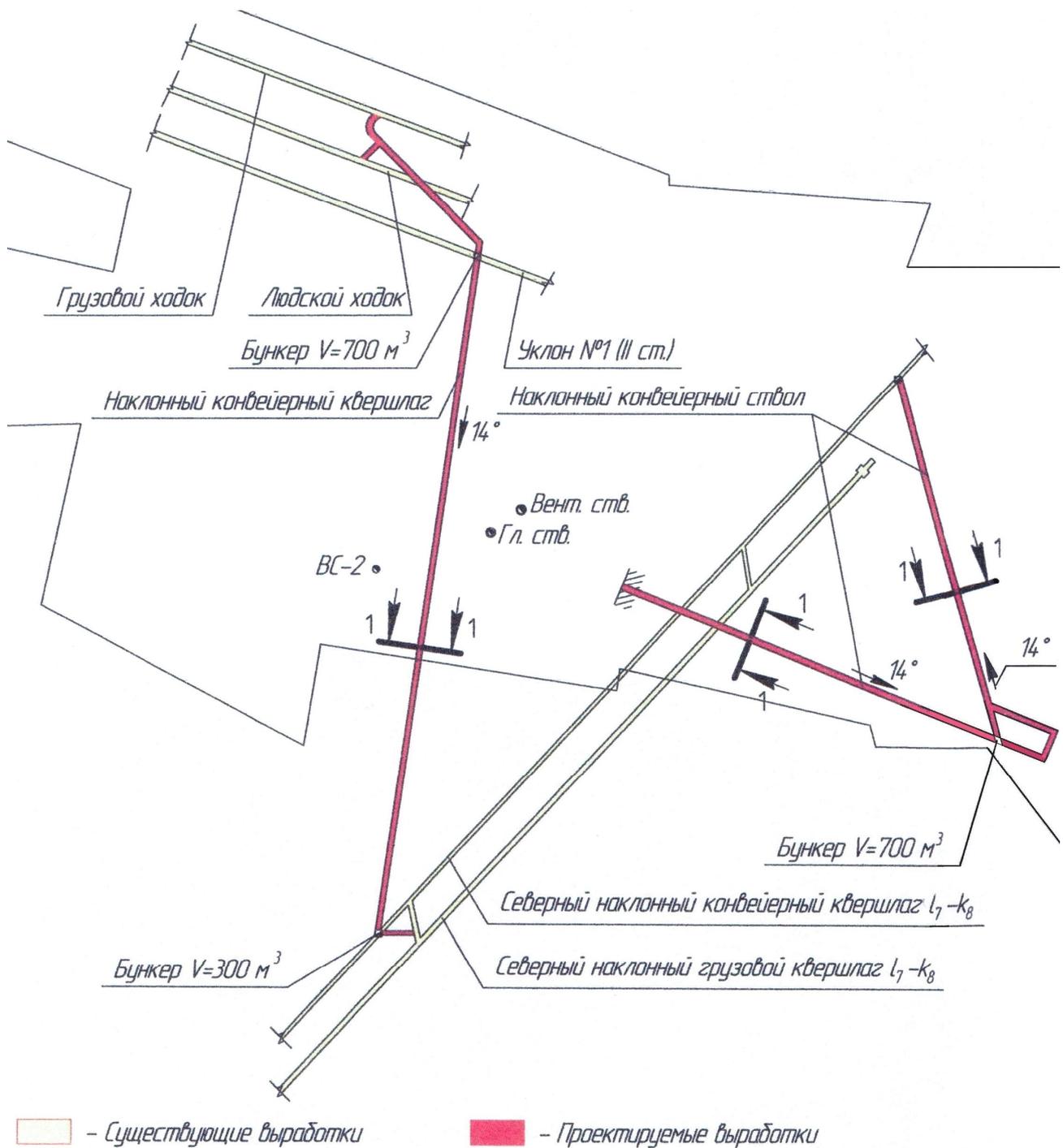


Рис.1. Предполагаемая схема сооружения наклонного ствола шахты 1/3 «Новгородовская»

Предлагаемые технические решения позволят осуществлять перемещение материалов, оборудования и людей по разветвленной сети выработок с углом транспортирования до  $25^\circ$  без выполнения погрузочно-перегрузочных операций. Кроме того дизель-гидравлические локомотивы могут применяться в качестве единого транспортного средства при формировании вспомогательного грузопотока для подготовительных и очистных забоев, что существенно снизит общие затраты времени на перемещение грузов.

Необходимо также отметить, что по предварительным расчетам годовые затраты на содержание существующей системы вспомогательного транспорта на шахте 1/3 «Новогородовская» составляют 25,194 млн.грн. Наряду с этим капитальные затраты на внедрение системы вспомогательного транспорта с применением четырех монорельсовых дизель-гидравлических локомотивов, в условиях шахты 1/3 «Новогородовская», составят 27,229 млн.грн. При этом годовые затраты на содержание монорельсовых дорог составят 9,085 млн.грн., что в 2,8 раза меньше по сравнению с существующей схемой напочвенного рельсового транспорта.

Согласно проведенному анализу применяемого транспортного оборудования в условиях шахты 1/3 «Новогородовская» установлено, что существующая схема формирования вспомогательного грузопотока нуждается в совершенствовании. Основной причиной сложившейся ситуации на данном предприятии является несоответствие традиционного транспортного оборудования эффективной работе проходческих и очистных комплексов нового технического уровня. Приведена экономическая оценка и обоснована целесообразность применения подвесных монорельсовых дорог с дизель-гидравлическими локомотивами, что позволит усовершенствовать транспортно-технологическую систему для эффективного формирования вспомогательного грузопотока в условиях шахты 1/3 «Новогородовская».

#### Список литературы

1. Расцветаев В.А. Обоснование параметров взаимодействия подвесных монорельсовых дорог с креплением участковых выработок для интенсификации подготовительных работ: автореф. на соиск. учен. степ. канд. тех. наук: спец. 05.15.02 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» / Расцветаев Валерий Александрович; ГВУЗ «НГУ» – Днепропетровск, 2012. – 20 с.
2. Айзеншток Л.И., Носов В.С., Слободенюк Р.Л. Исследование состояния пути шахтных монорельсовых дорог // Способы и средства безопасной эксплуатации электромеханического оборудования в шахтах. Сб. науч. тр. / МакНИИ. – 1982. – С. 61-62.
3. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. – Ч. 1. – М.: Недра. – 1979. – 224 с.
4. Покровский Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. – Ч. 2. – М.: Недра. – 1981. – 300 с.
5. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1986. – 356 с.
6. Шило Е. Как в углепроме жить хорошо // Всеукраинская газета Укруглепрофсоюз «Шахтер Украины». Донецк, 2012. - №18. – С. 5.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.  
Надійшла до редакції 30.10.2012*

## СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ЭНЕРГОЗАТРАТ РАЗЛИЧНЫМИ ВИДАМИ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Приведена методика и результаты сравнительного анализа энергозатрат для различных видов карьерного транспорта.

Наведена методика та результати порівняльного аналізу енерговитрат для різних видів кар'єрного транспорту.

The method and results of a comparative analysis of energy consumption for various quarry transport.

В современных условиях роста стоимости топливно-энергетических ресурсов особую актуальность приобретает оценка энергетической эффективности промышленных технологий. Расход энергии является универсальным показателем, определяющим, в конечном итоге, эффективность всего производства. Особое значение энергетический анализ имеет для горной промышленности, характеризующейся значительной удельной энергоемкостью по сравнению с другими отраслями. Энергетический подход при оценке эффективности процессов и технологий открытых горных работ нашел отражение в исследованиях многих ученых [1–3].

Карьерный транспорт по трудоёмкости и затратам относится к одному из основных технологических процессов горного производства. Доля карьерного транспорта в себестоимости добычи полезного ископаемого достигает 35–50%, а иногда и более до 60–70%, а удельный вес транспорта в трудоёмкости открытой добычи составляет 40–60% всех трудовых затрат на карьере. При этом эксплуатационные расходы на транспорт в значительной мере зависят от энергозатрат. Поэтому показатель энергозатрат на транспортирование грузов на открытых горных работах значительно влияет на выбор вида карьерного транспорта.

В этой связи сопоставительный анализ энергозатрат на доставку горной массы различными видами карьерного транспорта является актуальной научной задачей, а её решение позволяет выбирать наиболее эффективный вид транспорта для определенных горнотехнических условий.

Целью работы является определение энергетической эффективности современных видов карьерного транспорта в зависимости от условий их эксплуатации.

Для сопоставления были приняты наиболее перспективные для глубоких карьеров виды карьерного транспорта: железнодорожный, автомобильный (грузовые автомобили), конвейерный (конвейер ленточный стандартный, конвейер трубчатый, конвейер крутонаклонный с прижимной лентой) и конвейерный поезд.

Исходя из основных функций транспорта глубоких карьеров, в качестве критерия может быть принята величина удельных затрат энергии на подъем 1 т горной массы из карьера на высоту 1 м.

Определим полные энергозатраты с учётом потерь в установках, генерирующих и преобразующих энергию. Работа по доставке груза определяется по выражению:

$$A = \frac{P \cdot S}{\eta}, \text{ Нм (дж)},$$

где  $P$  – сила необходимая для перемещения груза, Н;  $S$  – длина пути, на котором действует постоянная сила, м;  $\eta$  – коэффициент полезного действия (кпд) всех устройств, преобразующих исходный вид энергии в механическую работу перемещения груза.

В общем виде значение силы  $P$  определяется из выражения:

$$P = G_o \cdot (\sin\alpha + f \cdot \cos\alpha), \text{ Н}$$

где  $G_o$  – общая величина перемещаемого груза;  $f$  – коэффициент сопротивления движению груза (значение коэффициента сопротивления приведено в табл. 1 [4]).

Общая величина перемещаемого груза предусматривает перемещение собственно груза (горной массы) и перемещение тары

$$G_o = G_{зп} \cdot (1 + K_T),$$

где  $G_{зп}$  – вес полезного груза;  $G_T$  – вес тары;  $K_T$  – коэффициент тары  $K_T = \frac{G_T}{G_{зп}}$ .

Для различного вида карьерного транспорта существуют различные значения  $K_T$  (табл. 2).

Таблица 1

Значения коэффициентов сопротивления движению грузов для различных видов транспорта

Наименование транспорта и пути	Коэффициент сопротивления
Автомобиль по дорогам карьера	0,06
Конвейерный поезд по железнодорожному пути с приводом от линейного двигателя	0,015
Конвейерный поезд по железнодорожному пути с фрикционным приводом	0,027
Конвейер стандартный	0,04
Конвейерный трубчатый	0,05
Конвейер КНК с прижимной лентой	0,06
Железнодорожный транспорт с тяговым агрегатом	0,005

Таким образом, в зависимости от вида транспорта при одинаковой величине полезной нагрузки общая величина перемещаемого груза будет равна:

железнодорожный транспорт	$G_{ож} = 1,46 \cdot G_{зп}$
автомобильный транспорт	$G_{оа} = 1,73 \cdot G_{зп}$
конвейерные поезда	$G_{окп} = 1,45 \cdot G_{зп}$
конвейеры стандартные	$G_{окс} = 1,11 \cdot G_{зп}$
конвейеры трубчатые	$G_{окт} = 1,22 \cdot G_{зп}$
конвейеры крутонаклонные (КНК) с прижимной лентой	$G_{окл} = 1,25 \cdot G_{зп}$

С учетом всех устройств, преобразующих исходный вид энергии в механическую работу перемещения груза, определим общий КПД рассматриваемых видов транспорта.

*КПД железнодорожного транспорта:*

$$\eta_{ж.д.} = \eta_{эс} \cdot \eta_{тр} \cdot \eta_{эд} \cdot \eta_{мех} ,$$

где  $\eta_{эс}$  – кпд тепловой электростанции;  $\eta_{тр}$  – кпд трансформаторной подстанции;  $\eta_{эдэ}$  – кпд электродвигателя;  $\eta_{мех}$  – кпд механической трансмиссии.

*КПД автомобильного транспорта:*

$$\eta_{а.о.} = \eta_{э} \cdot \eta_{мех} ,$$

где  $\eta_{э}$  – эффективный кпд дизельного двигателя;  $\eta_{мех}$  – кпд механической трансмиссии.

*КПД конвейерного транспорта:*

$$\eta_{к} = \eta_{эс} \cdot \eta_{тр} \cdot \eta_{эд} \cdot \eta_{мех} ,$$

*КПД конвейерного поезда*

а) кпд конвейерного поезда с фрикционным приводом:

$$\eta_{к.л.ф.} = \eta_{эс} \cdot \eta_{тр} \cdot \eta_{эдэ} \cdot \eta_{мех} ;$$

б) кпд конвейерного поезда с линейным электродвигателем:

$$\eta_{к.л.л.} = \eta_{эс} \cdot \eta_{тр} \cdot \eta_{эдл} ,$$

где  $\eta_{эдл}$  – кпд линейного электродвигателя.

Значения КПД для различных видов транспорта приведены в табл. 2.

Таблица 2

Коэффициенты тары и КПД различных видов транспорта

Наименование транспорта	Коэффициент тары	КПД
Железнодорожный транспорт	0,46	0,246
Автомобили грузовые	0,73	0,297
Конвейерный поезд с фрикционным приводом	0,45	0,332
Конвейерный поезд с линейным электродвигателем		0,234
Конвейер ленточный стандартный	0,11	0,332
Конвейер трубчатый	0,22	0,326
Конвейер крутонаклонный с прижимной лентой	0,25	0,311

Определим значение работы, затрачиваемой на вертикальный подъём 1кг веса полезного груза на высоту 1м, для различных видов транспорта, принятых к рассмотрению (табл. 3).

## Работа, затрачиваемая на вертикальный подъём

Наименование транспорта	Общий вес, кг	Работа подъёма на 1м, дж
Автомобиль-самосвал	1,73	17,01
Конвейерный поезд	1,45	14,22
Конвейер стандартный	1,11	10,88
Конвейер трубчатый	1,22	11,96
Конвейер КНК с прижимной лентой	1,25	12,26

В зависимости от угла подъёма пути определим значение работы, затрачиваемой на преодоление сопротивления пути при подъёме 1кг веса полезного груза на высоту 1м (табл. 4). Графики зависимостей расхода энергии от угла подъёма пути различными видами транспорта представлены на рис. 1.

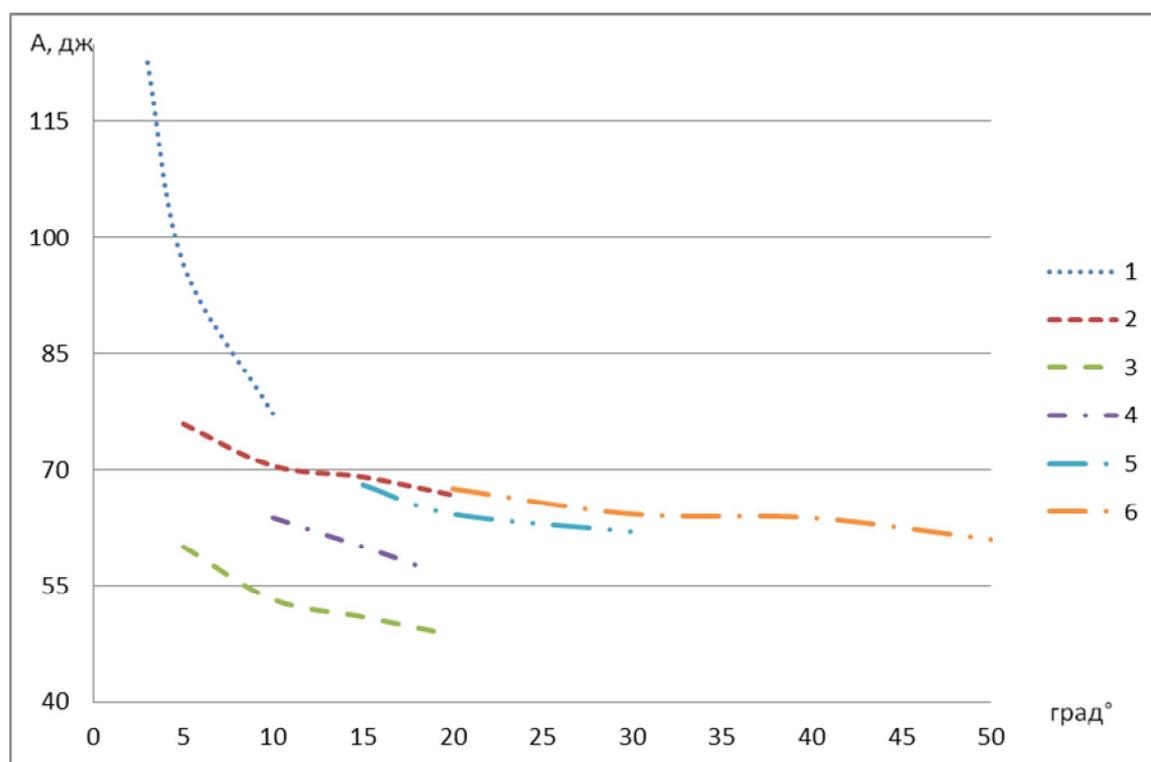


Рис. 1. Расход энергии на доставку 1кг полезного груза на высоту 1м различными видами транспорта: 1– автосамосвалы; 2 – конвейерный поезд с линейным двигателем; 3 – конвейерный поезд с фрикционным приводом; 4 – конвейер стандартный; 5 – конвейер трубчатый; 6 – конвейер КНК с прижимной лентой

Анализируя результаты расчётов, отметим, что наименее энергоёмка доставка горной массы обычным конвейером, однако сложности, связанные с размещением конвейеров большой протяжённости по бортам глубоких карьеров, а так-

же значительные расходы на эксплуатационное обслуживание линий большой протяжённости обусловили появление конструкций крутонаклонных конвейеров.

Таблица 4

Энергия расходуемая на доставку полезного груза

Наименование транспорта	Угол подъёма пути, град	Длина пути $1/\sin \alpha$ , м	Сопротивление движению $G_0 \cdot f \cdot \cos \alpha$ , Н	Работа преодоления сопротивления, дж	Суммарная работа, $\Sigma A$ , дж	Потребляемая энергия $\Sigma A/\eta$ , дж
железнодорожный транспорт	2	28,6	2,03	58,24	72,45	288
	3	19,1	1,35	25,93	40,14	160
	5	11,5	0,78	8,97	23,18	92
автомобильный транспорт	3	19,1	1,02	19,48	36,5	122,5
	5	11,5	1,01	11,62	28,8	96,6
	10	5,8	1,00	5,80	23,0	77,2
конвейерный поезд с линейным двигателем	5	11,5	0,21	2,42	16,7	75,9
	10	5,8	0,21	1,22	15,5	70,5
	15	3,9	0,20	0,78	15,2	69,1
	20	2,9	0,20	0,58	14,7	66,8
конвейерный поезд с фрикционным приводом	5	11,5	0,21	2,42	18,6	60,0
	10	5,8	0,21	1,22	16,5	53,2
	15	3,9	0,20	0,78	15,8	51,0
	20	2,9	0,20	0,58	15,1	48,7
конвейер стандартный	10	5,8	0,43	2,49	13,4	63,8
	15	3,9	0,42	1,64	12,6	60,0
	18	3,2	0,41	1,31	12,1	57,6
конвейер трубчатый	15	3,9	0,58	2,26	14,3	68,1
	20	2,9	0,56	1,62	13,5	64,3
	30	2,0	0,52	1,04	13,0	62,0
конвейер КНК с прижимной лентой	20	2,9	0,69	2,00	14,2	67,6
	30	2,0	0,64	1,28	13,5	64,3
	40	1,6	0,56	0,90	13,4	63,8
	50	1,3	0,47	0,61	12,8	61,0

Исходя из полученных результатов, крутонаклонные конвейеры по энергозатратам превышают стандартные конвейеры на 6 %, как видно из табл. 4, а также требуют меньше затрат энергии, как видно из рис. 1, и позволяют сосредоточить транспортную магистраль на весьма ограниченном участке карьерного пространства. А конвейеры трубчатые (при угле наклона до 30°) и модульные крутонаклонные с прижимной лентой (угол наклона до 60° и высота доставки в одном ставе до 110 м) предпочтительны с точки зрения быстрого освоения и минимального количества горно-капитальных работ.

#### Список литературы

1. Сорокин Л. А. Энергетическая оценка средств карьерного транспорта//Проблемы разработки месторождений глубокими карьерами: Тез. Докл. Междунар. конфер. – Челябинск: НИИОГР, 1996. – С. 89–90.
2. Пригунов А.С. Исследование взаимосвязи параметров электропотребления комплексов машин непрерывного действия с основными параметрами технологических схем // Механика и технология открытых горных работ. – К.: Наукова думка, 1978. – С.156 – 161.
3. Тангаев И.А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 231 с.
4. Справочник. Открытые горные работы/ К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. – М.: Горное бюро, 1994, 590 с.: ил.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.  
Надійшла до редакції 29.10.2012*

УДК 622.625.28

© А.В. Денищенко, О.О. Юрченко, В.В. Новосельцев

### **ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ ПУТЕИЗМЕРИТЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Проведен анализ основных геометрических несовершенств шахтного рельсового пути и их влияния на эксплуатационные характеристики подвижного состава локомотивного и канатного рельсового транспорта. Предложены новые технические решения по совершенствованию шахтной измерительной техники.

Проаналізовано основні геометричні недосконалості шахтного рельсового шляху та їх вплив на експлуатаційні характеристики рухомого складу локомотивного та канатного транспорту. Запропоновані нові технічні рішення щодо удосконалення шахтної шляховимірювальної техніки.

The basic geometric imperfections of underground rail track and its impact on operational characteristics of locomotive and rope rail transport are analyzed. The new technical solutions for improving mine measuring equipment are offered.

Несмотря на масштабное внедрение конвейеризации на отечественных угольных шахтах роль рельсового транспорта, в котором эксплуатируются более 3000 электровозов и 150000 вагонеток, остается значительной. Кроме локомотивного транспорта для обеспечения грузопотоков горной массы, оборудования, материалов и людей, особенно на знакопеременном профиле пути, широко используются рельсовые канатные напочвенные дороги.

Подвижный состав рельсового транспорта в процессе движения испытывает динамические воздействия, которые приводят к повышению сопротивления движению, снижению производительности, устойчивости и долговечности транспортных средств. Исследованиями [1] установлено, что основными источниками возмущающего воздействия на подвижной состав является изменение геометрии рельсового пути.

Для аналитического описания рельсового пути обычно применяются статистические характеристики, поскольку дать его полное описание невозможно из-за большой протяженности, многообразия встречающихся неровностей и причин их возникновения.

На магистральных железных дорогах эксплуатируются специальные устройства для контроля геометрических параметров рельсового пути, однако адаптировать их к специфическим горно-геологическим условиям не представляется возможным. Поэтому задача определения геометрических несовершенств шахтного рельсового пути и разработка мероприятий по обеспечению его соответствия принятым нормам является актуальной.

Цель работы – повышение эффективности шахтного рельсового транспорта за счет совершенствования методов и средств контроля состояния пути.

Параметры рельсового пути определяются такими характеристиками как: ширина колеи, возвышение одного рельса над другим, положение оси пути в плане и вертикальный профиль пути. Ширина колеи определяется расстоянием по горизонтали между внутренними гранями головок рельсов в плоскости, перпендикулярной к оси пути, возвышение одного рельса над другим как разность возвышений двух рельсовых путей. Положение оси пути вычисляется осредненным значением поперечных горизонтальных положений двух рельсовых нитей. Осредненным значением возвышений двух рельсов является их вертикальный профиль.

В настоящее время определение фактического профиля пути производится при помощи весьма трудоемкой маркшейдерской съемки. Разработан с участием авторов метод экспериментально-расчетного определения и построения профиля пути на заданном маршруте, который основан на замерах силы сопротивления движению вагонетки (состава) с помощью тяговой лебедки или локомотива, каната и динамометра [2].

На рис. 1, а) показан вариант профиля шахтного рельсового пути подобный профилю маркшейдерской съемки в шахте. Ломаный продольный профиль пути состоит из отдельных его отрезков ( $AB, BB\dots EK$ ), отличающихся величиной уклона и длиной.

Вагонетка (состав) 1 перемещается с постоянной известной скоростью по рельсовому пути 2 в одну сторону лебедкой 3 с помощью каната 4 или локомотивом. При этом динамометром 5 в масштабе времени непрерывно записывается изменение силы тяги  $F$  на перемещение состава. Аналогичным образом вагонетка (состав) перемещается лебедкой 6 в обратном направлении и фиксируется изменение силы тяги  $F'$

На рис. 1, б) и 1, в) показаны варианты результатов измерения силы тяги динамометром. Здесь обозначены  $F_1, F_2, \dots, F_n$  – силы тяги при движении в одну сторону и соответствующие им (по нумерации участков)  $F'_n, \dots, F'_2, F'_1$  силы при движении в обратную сторону.

Для участка пути  $AB$  длиной  $l$  с уклоном  $i$  запишем уравнение движения вправо:

$$F_1 - G(w - i) = 0 \text{ откуда } F_1 = G(w + i) \text{ (плюс } i \text{ при подъеме),}$$

влево:

$$F'_1 + G(i_1 - w) = 0 \text{ откуда } F'_1 = G(w - i) \text{ (минус } i \text{ при спуске),}$$

где  $G$  – сила тяжести вагонетки;  $w$  – коэффициент основного сопротивления движению;  $i$  – уклон пути.

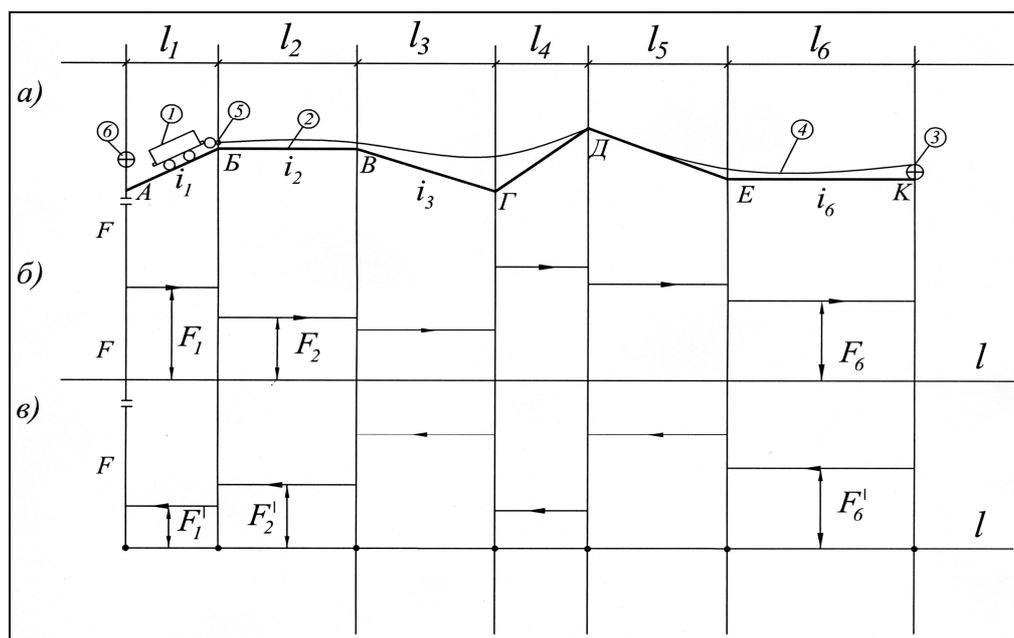


Рис. 1. Определение уклона пути: а) – профиль трассы; б) – сила тяги  $F$  на перемещение вагонетки (состава) вправо; в) – сила тяги  $F'$  на перемещение вагонетки (состава) влево

Аналогично можно записать уравнения движения (уравнения равновесия) для каждого из  $n$  участков, отличающихся величиной уклона и длиной.

Любой ряд сил (вправо  $F_1, F_2 \dots F_6$  или влево  $F'_1, F'_2 \dots F'_6$ ) назначается уменьшаемым или вычитаемым. Разница тяговых усилий  $F_1$  и  $F'_1$  – это удвоенное значение силы сопротивления от уклона пути:

$$\Delta F_1 = F_1 - F'_1 = 2Gi.$$

Из выражений (5), (6), (8) находим:

– уклон пути  $i$  (равен удельному сопротивлению от уклона):

$$i = \frac{\Delta F_1}{2mg} \quad (\text{либо } \oplus, \text{ либо } \ominus \text{ по знаку } \Delta F).$$

Экспериментально полученные в масштабе времени диаграммы тяговых усилий при движении вагонетки (состава) с известной скоростью  $v$  на протяжении маршрута  $l$  (аналогично изображенным на рис. 1, б и 1, в) обрабатывают, в результате чего получают значения:

– длин участков трассы  $l_1; l_2; l_3 \dots l_n$ ;

– уклонов каждого участка ( $\oplus$  или  $\ominus$ )  $i_1; i_2; i_3 \dots i_n$ , в зависимости от направления движения определяется как среднее арифметическое абсолютных величин  $i$  вверх или вниз.

Использование предлагаемого способа определения профиля трассы позволяет совершенствовать методику расчета электровозной откатки, существенно повысить точность определения ее параметров, и, как следствие, повысить производительность и безопасность шахтного транспорта. Однако, для его

реализации необходимо устанавливать динамометр между вагонеткой и тяговой лебедкой или локомотивом, что в шахтных условиях затруднительно и требует дополнительных затрат. Для устранения указанного недостатка предлагается определять силу тяги электровоза на участках трассы с помощью электро-механической характеристики его тягового электродвигателя, постоянно измеряя и фиксируя в процессе движения силу тока в цепи питания последнего.

Известно, что зависимость силы тяги ( $F$ ), скорости движения ( $V$ ), к.п.д. ( $\eta$ ) и силы тока двигателя ( $I$ ) дает электро-механическая характеристика двигателя на обode колеса. Поскольку передаточное число редуктора и диаметр колес зависят от типа электровоза, то электро-механическая характеристика является индивидуальной для каждого из них. Таким образом, имея показания силы тока тягового двигателя на всех участках трассы в обоих направлениях, несложно по электро-механической характеристике двигателя определить соответствующие им значения силы тяги и построить ее продольный профиль. Более того, этот процесс легко поддается компьютерной обработке и вывод информации осуществляется в удобном для использования виде [3].

Производительность локомотивной откатки зависит, в первую очередь, от скорости движения составов, которая в шахтных условиях остается недопустимо низкой. Это является следствием недостаточного внимания к путеукладочным и ремонтным работам на рельсовом транспорте. В мировой практике эксплуатации шахтных рельсовых дорог предпринимались попытки создания мобильных путе-измерительных комплексов [4]. Однако широкого распространения они не получили, несмотря на то, что с их помощью за короткое время (несколько дней) можно было бы получить полную информацию об основных характеристиках пути и оперативно планировать проведение ремонтно – профилактических работ.

На кафедре транспортных систем и технологий НГУ разработана конструкция устройства для определения расстояния между рельсами [5], которое состоит из тележки с расположенными на ней двумя роликами, соединенными между собой через рычаги пружиной и гидравлическим демпфером (рис. 2). В качестве регистрирующего устройства в приборе использован реостатный преобразователь. Демпфер позволяет замедлить колебательные процессы в системе и способствует их затуханию, а реостатный преобразователь делает возможным использование современных методов сбора, накопления и обработки информации.

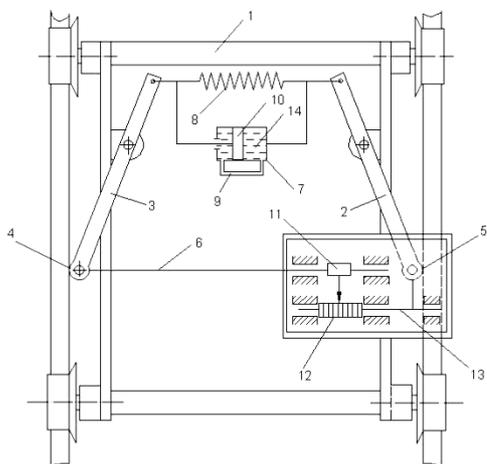
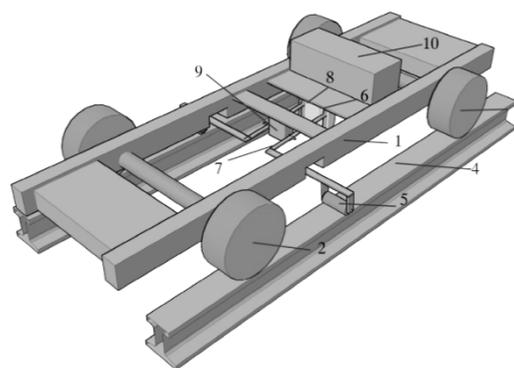


Рис. 2. Устройство для контроля ширины колеи шахтного рельсового пути: 1 - тележка; 2,3 – двуплечие рычаги; 4,5 – измерительные ролики; 6,13 – жесткая тяга; 7 - цилиндр; 8 - пружина; 9 – соединяющий трубопровод; 10 - поршень; 11 - ползун; 12 - корпус обмотки; 14 – рабочая жидкость

В другой предлагаемой конструкции (рис. 3) во время движения тележки по рельсовому пути измерительные ролики через рычаги прижимаются к рельсам пружинами. В случае превышения уровня любого рельса измерительный ролик изменяет свое положение и через рычаги перемещает ползун реостата относительно его обмотки [6].

Расположение измерительных роликов на отдельных осях позволяет контролировать уровень каждой из нитей рельсового пути и, тем самым, повышает точность и достоверность результатов.

Рис. 3. Устройство для контроля уровня нитей шахтного рельсового пути: 1 – тележка; 2,3 – колесные пары; 4 – рельсовый путь; 5 – измерительный ролик; 6 – пружина; 7 – рычаг; 8 – реостат; 9 – кронштейн; 10 – фиксирующий блок



Устройство для определения углов наклона шахтного рельсового пути (рис.4) содержит тележку, на которой расположен датчик наклона пути, включающий корпус, измерительную призму и установленные под углом  $45^{\circ}$  электронные весы. Колесная пара оборудована несколькими постоянными магнитами разного размера (рис.5) и, соответственно, разной индукции, катушка индуктивности установлена на тележке с возможностью магнитного взаимодействия с магнитами и связана с блоком обработки результатов измерений.

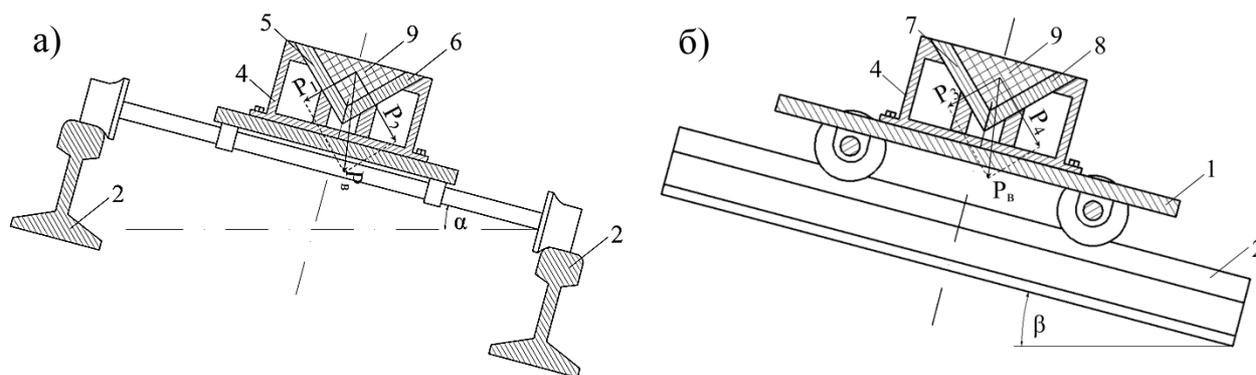


Рис. 4. Устройство для определения наклона шахтного рельсового пути: а – вид по оси рельсового пути; б – поперечное сечение; (1 – тележка; 2 – корпус измерительной призмы; 3,4,5,6 – электронные весы; 7 – груз; 8 – колесная пара; 9 – рельсовый путь)

Во время движения тележки по участку рельсового пути, на котором один рельс расположен выше другого в поперечной плоскости, измерительная призма наклоняется на угол  $\alpha$ , при этом смещение центра тяжести груза влечет за собой изменение величин сил  $P_1$ ,  $P_2$ , которые фиксируются электронными весами и сигнал отправляется на блок обработки результатов измерения.

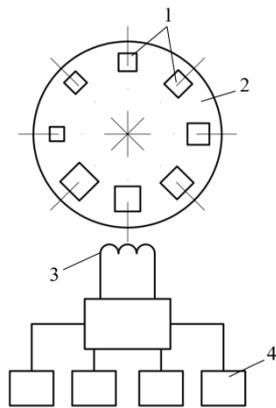


Рис. 5. Датчик контроля долей оборота колеса: 1 – колесная пара; 2 – постоянные магниты; 3 – катушка индуктивности; 4 – блок обработки результатов измерений

При этом значение угла наклона рельсового пути в поперечной плоскости, который определяет блок обработки результатов измерения, составит

$$\alpha = \arctg \frac{P_2}{P_1} - 45^\circ, \text{ град.}$$

Аналогично определяется продольный уклон рельсового пути

Предложенные в работе методы контроля и конструкции путеизмерительных устройств позволяют эффективно и качественно определять основные геометрические параметры пути и исключают ручной труд. Их применение на практике приведет к совершенствованию системы содержания и ремонта рельсового пути, уменьшению сопротивления движению локомотивного транспорта, повышению его производительности и безопасности эксплуатации.

#### Список литературы

1. Гарг, В.К. Динамика подвижного состава [Текст] / В.К. Гарг, Р.В. Дуккипати. – М.: Транспорт, 1988. – 391 с.
2. Пат 48193 Україна на корисну модель, МПК E21F 13/00, E01B 35/04. Спосіб визначення повздовжнього уклону шахтної рейкової колії [Текст]: О.В. Денищенко, М.Я. Біліченко; заявник і патентовласник – Національний гірничий університет. Заявл. 14.09.2009., опубл. 10.03.2010., бюл. № 8. – 2с.
3. Пат 72560 Україна на корисну модель, МПК E21F 13/00, E01B 35/00. Спосіб визначення профілю шахтного рейкового шляху [Текст]: О.В Денищенко; заявник і патентовласник – Національний гірничий університет. Заявл. 16.01.2012., опубл. 27.08.2012., бюл. № 16. – 2с.
4. Якоби, Х. Мероприятия по улучшению перевозки людей в шахте [Текст] / Х. Якоби // Глюкауф. – 1982. – №11. – С.10-14.
5. Пат 61983 Україна на корисну модель, МПК E01B 35/00. Пристрій для контролю ширини колії шахтного рейкового шляху [Текст] О.В Денищенко, В.О. Расцветаев, О.О. Юрченко, В.В. Новосельцев; заявник і патентовласник – Національний гірничий університет. Заявл. 27.12.2010; опубл. 10.08.11.; бюл. №15. – 2с.
6. Пат 664127 Україна на корисну модель, МПК E01B 35/00. Пристрій для контролю рівня ниток шахтного рейкового шляху [Текст] О.В Денищенко, В.В. Новосельцев, С.О. Шипунов; заявник і патентовласник – Національний гірничий університет. Заявл. 22.04.2011 опубл. 25.10.11.; бюл. №20. – 2с.
7. Пат 67179 Україна на корисну модель, МПК E01B 35/00. Пристрій для визначення нахилу шахтного рейкового шляху [Текст] О.В Денищенко, О.О. Юрченко, В.В. Новосельцев; заявник і патентовласник – Національний гірничий університет. Заявл. 14.06.2011 опубл. 10.02.12.; бюл. №3. – 3с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.  
Надійшла до редакції 30.10.2012*

## **ОСОБЕННОСТИ ИССЛЕДОВАНИЯ ДИНАМИКИ СДВИЖЕНИЙ В ПОДРАБОТАННОМ УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ МЕТОДАМИ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ С ЦЕЛЬЮ ОЦЕНКИ ОБРАЗОВАНИЯ ГАЗОУДЕРЖИВАЮЩИХ ПОЛОСТЕЙ**

Решение задачи определения влияния напряженно-деформированного состояния подработанного углепородного массива при преобладающей трещиноватости на интенсивность выделения метана в выработки добычных участков глубоких шахт в упругопластической постановке произведено совмещением процедуры метода конечных элементов и метода начальных напряжений. Результаты работы являются базовыми для оценки распределения давления газа при известных значениях проницаемости массива.

Рішення задачі визначення впливу напружено-деформованого стану підробленого вуглепородного масиву при переважаючій тріщинуватості на інтенсивність виділення метану у виробки добувних діляниць глибоких шахт в пружнопластичній постановці виконано суміщенням процедури методу кінцевих елементів і методу початкових напружень. Результати роботи є базовими для оцінки розподілу тиску газу при відомих значеннях проникності масиву.

Solution for the effect of the stress-strain state of the array at the prevailing rate on the fracturing of methane release in the development of mining sites in deep mines in the elastoplastic formulation produced by a combination of the finite element procedure and the method of initial stresses. The results of the evaluation are the base for the distribution of gas pressure in the known values of the permeability of the array.

В настоящее время разработаны алгоритмы расчета вентиляционного режима угольных шахт по газовому фактору, автоматически учитывающие изменения аэрогазодинамических параметров, топологию и взаимосвязанность ветвей сети и позволяющие определить параметры регулирования расхода воздуха в вентиляционной системе произвольной сложности. Созданы исполнительные устройства регуляторов расхода воздуха во взрывозащищенном исполнении, пригодные для шахт опасных по газу или пыли, а также аппаратура управления ими.

Однако существующие методы управления проветриванием выемочных участков по газовому фактору недостаточно эффективны, поскольку они не учитывают реальное геомеханическое состояние вмещающих пород участка, их метаносность и трещиноватость, опасность внезапного метановыделения из выработанного пространства лавы, подготовительных выработок и их сопряжений.

При ведении очистных работ в горном массиве происходят тесно взаимосвязанные геомеханические процессы сдвигания, расслоения, деформирования и трещинообразования пород, а также процессы интенсивной десорбции и фильтрации в основном из сближенных пластов и высокопористых пород песчаника, которые в сумме имеют большую мощность, могут интенсивно расслаиваться, и, в конечном счете, обрушаться даже без принудительной посадки кровли, выталкивая значительные объемы накопившегося газа из образовавшихся полостей. Характер протекания указанных процессов обуславливает сложную газодинамическую обстановку добычного участка, темпы и безопасность ведения горных работ.

Проблема полной или частичной дегазации также теснейшим образом связана с геомеханикой и газодинамикой углепородного массива, подверженного процессам сдвижения углевмещающей толщи. Особенно сложности возникают тогда, когда выемочные столбы имеют мелкоамплитудную асимметричную пликативную складчатость или дизъюнктивную нарушенность. Необходимость решения указанной проблемы диктуется постоянным увеличением газообильности угольных шахт и несоответствием показателей работы добычных участков в сложных горно-геологических условиях возможностям современной высокопроизводительной техники и технологии [1, 2].

На высокопроизводительных шахтах Донбасса разработку угольных пластов ведут, как правило, столбовыми системами с полным обрушением кровли. Загазирование лав и штреков в шахтах, опасных по газу, происходит, в основном, при наличии больших объемов выработанных пространств по всей длине выемочных столбов и интенсивной отработке очистных забоев. Наиболее опасными являются колебания содержания метана, вызванные посадками основной кровли.

Поскольку породный массив имеет весьма сложное строение, обусловленное разнообразием структур залегания пластов, их геологической слоистостью, нарушенностью, трещиноватостью, разбросом прочностных свойств, то исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) выполнены методом конечных элементов в плоской постановке, единственным известным в настоящее время методом, позволяющим моделировать объекты такой сложности. Этим методом рассчитывают мосты, тоннели, подземные и наземные строительные объекты. К сожалению, методы объемного математического моделирования разработаны только для однородных сред, поэтому, несмотря на свою привлекательность, их возможности значительно уступают при решении подобных задач.

В целом, методика оценки состояния породного массива методами математического моделирования включает: *1) разработку расчетной схемы и ввод реальных данных по напластованию пород, их физико-механическим свойствам и элементам технологии ведения горных работ; 2) определение и анализ разрушенных зон по длине выемочного столба, в которых наиболее интенсивно происходят деформационные и фильтрационные процессы; 3) поэтапные расчеты ориентации эксплуатационных трещин с учетом разрушения реальных источников выделения метана; 4) определение текущей стадии деформирования массива по результатам шахтных исследований* [3, 4].

Для решения сложных задач определения НДС в упругопластической постановке совмещены процедуры метода конечных элементов (МКЭ) и метода начальных напряжений (МНН). Определение предельных состояний породного массива для зон концентрации напряжений и разгрузки дает возможность максимально приблизить математическую модель разрушения неупругой среды к реальному поведению горных пород под действием нагрузки. Необходимо подчеркнуть, что при проведении каждой последующей итерации программа автоматически вычисляет и отслеживает состояние каждого элемента, автоматически производит необходимые замены даже при разрыве одной связи между уз-

лами. Это является существенным преимуществом, так как дает широкие возможности для определения наиболее вероятных областей зарождения и распространения зон разрушения в массиве, позволяет детально исследовать сложные геомеханические процессы, оказывающие преобладающее влияние на выделение метана в выработки.

Кроме методического и математического обеспечения расчетов при разработке геомеханической расчетной схемы большое значение имеет правильный учет исходных данных путем задания корректных граничных условий. Поэтому разработка геомеханических моделей включает три этапа: 1) структурирование массива по литологическим типам, 2) разработку физических моделей с заданием силовых граничных условий, 3) разработку геомеханических расчетных схем.

Поскольку в течение периода эксплуатации выработок геомеханическая и аэрогазодинамическая обстановка существенно изменяются, то необходимо заранее определять области техногенного разрушения породного массива и интенсивной фильтрации метана из них в выработки на всех стадиях, которыми характеризуется отработка выемочного столба. Моделирование выполнено для конкретных горно-геологических условий шахты им. А.Ф. Засядько, пласт  $m_3$ , глубина разработки 1200-1300 м. Расчеты проведены на вычислительном комплексе «ГЕО-РС (v.5.0.)», разработанном в ИГТМ НАН Украины [3, 4].

Угольный пласт  $m_3$  содержит коксующийся уголь марки «Ж». Геологическая мощность пласта 1,59-2,14 м. Плотность угля – 1,33 т/м<sup>3</sup>. Пласт опасен по газу, пыли, суффлярным выделениям метана, внезапным выбросам угля и газа, склонен к самовозгоранию. Особо опасны по самовозгоранию участки тектонических нарушений, зоны повышенной трещиноватости и зоны фациального замещения угля породами кровли. Природная метаноносность – 20-22 м<sup>3</sup>/т. Непосредственная кровля представлена аргиллитом, выше которого залегают алевролиты и отложения газоносных песчаников. Слои песчаника одновременно являются как источниками газа метана, так и мощными концентраторами напряжений, препятствиями для фильтрации метана и определяющими конструктивными элементами газодерживающих полостей. Мощность непосредственной кровли до 5 м, всего слой аргиллита – до 24 м. Аргиллит средней крепости, от весьма неустойчивого в зонах тектонических нарушений и повышенного горного давления до слабоустойчивого. Основная кровля легкообрушаемая.

Размер расчетной схемы принят 160 м по высоте и 340 м по ширине, которая включает три слоя газонасыщенного песчаника основной кровли пласта  $m_3$ . Расчетная схема состоит из 3920 элементов и 2050 узлов, для которых в результате расчетов были получены значения напряжений в элементах, деформаций и смещений узлов. Поскольку задача решалась в двумерной постановке, расчетные сечения были выбраны по продольному разрезу в центральной части лавы и серии поперечных разрезов, проходящих через выработанное пространство лавы, зону отжима, зону опорного давления, рис. 1. Эти участки были определены заранее в результате шахтных измерений и опыта отработки очистных забоев в аналогичных условиях.

В основу определяющей концепции исследований газодерживающих полостей заложено изучение и контроль разрушения прочных пород основной кровли. В кровле угольного пласта  $m_3$  находятся три мощных пласта песчаника, шестиметровый слой песчаника находится на расстоянии 18 м от пласта (вынимаемая мощность угольного пласта 1,8 м), тридцатиметровый слой – на расстоянии 51 м, третий слой – 103,6 м.

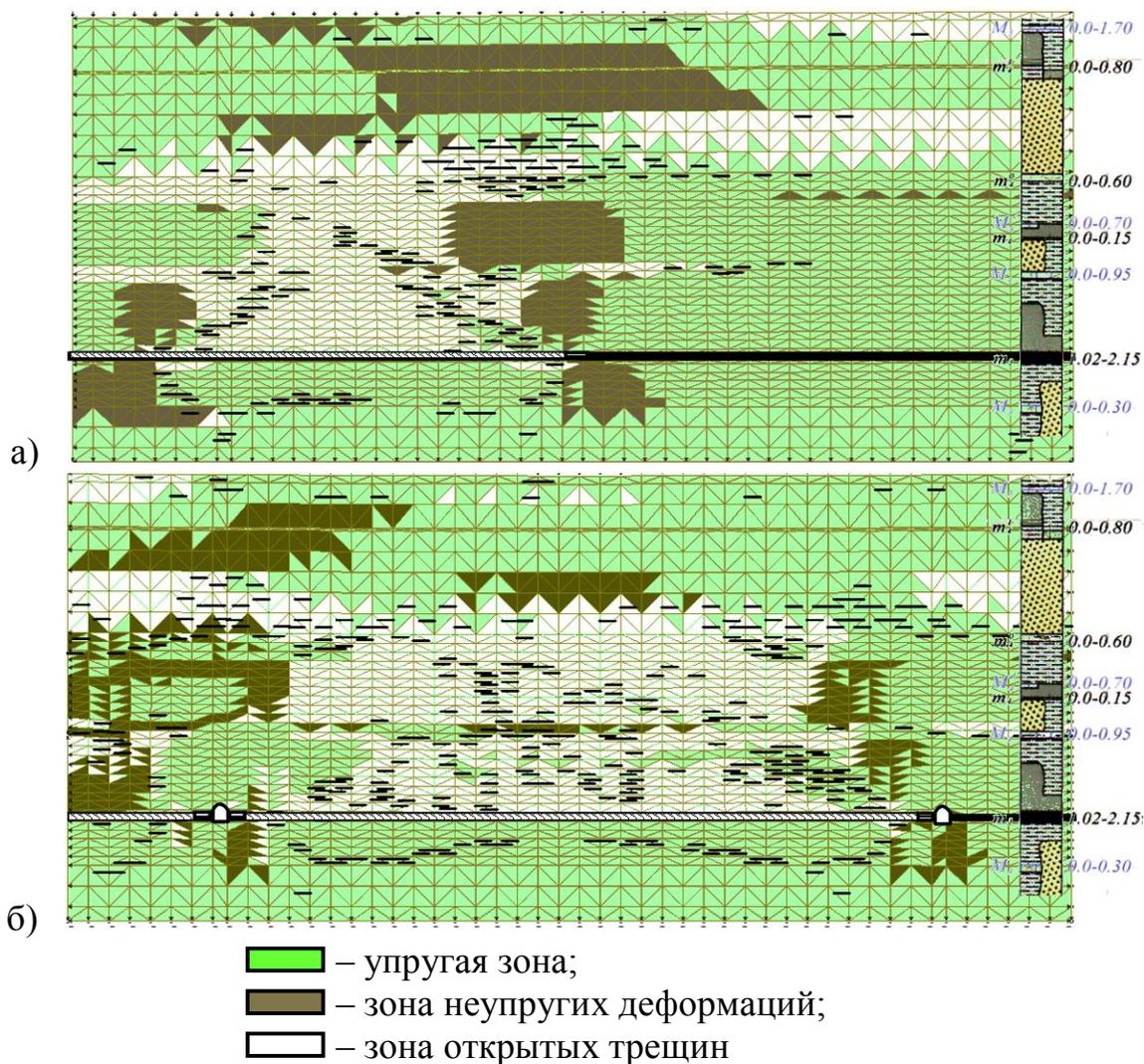


Рис. 1. Одновременное сопоставление разрушения породного массива вокруг очистного забоя: а – разрез по длине выемочного столба на начальном этапе его отработки; б – поперечный разрез выемочного столба в центральной зоне обрушения

Они одновременно являются как источниками газа метана, так и мощными концентраторами напряжений, препятствиями для фильтрации метана и определяющими конструктивными элементами газодерживающих полостей

Например, на уровне лавы (от нуля до минус 7 м) основную нагрузку несет тридцатиметровый слой песчаника (напряжения примерно 200 МПа, что дает коэффициент концентрации напряжений для глубины 1300 м равный 5,7), ближний шестиметровый слой песчаника уже разрушен, а максимальные напряжения в нем

наблюдаются на глубине плюс 7 м от груди забоя с коэффициентом концентрации равным 3,5. Непосредственная кровля начинает обрушаться прямо за механизированной крепью, полное обрушение первой пачки песчаника происходит в выработанном пространстве на расстоянии минус 40 м и пригружается обрушенными вышележащими породами, примерно на расстоянии 70–80 м полностью обрушается второй слой песчаника, при этом он опускается на нижележащие породы и увеличивает в них напряжения, а нагрузка от вышележащих пород в целом переходит на третий слой. Данные относительного перемещения пород кровли также подтверждают наличие характерных плоскостей разрушения (40 и 70 м в сторону выработанного пространства от груди забоя).

Совершенно иначе изменяются напряжения в первом и во втором слоях песчаников до посадки основной кровли. Несмотря на то, что первый слой песчаника разрушается уже над угольным пластом, напряжения в нем продолжают расти и достигают значений, превышающие даже первоначальные до его разрушения. Этот факт свидетельствует о возникновении локальной зоны всестороннего сжатия, которая обусловлена частичным разрушением второго слоя песчаника. В выработанном пространстве на расстоянии  $\approx 20-40$  м за очистным забоем происходит дальнейшее оседание верхнего слоя песчаника, при этом он опускается на нижележащие породы и уплотняет нижний слой песчаника, а восстановленная нагрузка разгружает вышележащие породы. Напряжения в первом слое песчаника возрастают, во втором – падают.

С точки зрения анализа фильтрационных процессов наиболее информативны зоны открытых трещин (разрывных нарушений), так как по ним происходит движение метана, а главными движущими силами его фильтрации в массиве является давление свободного газа, содержащегося в крупных порах, трещинах, местах геологических нарушений закрытого типа, и изменяющееся напряженное состояние газоносного массива.

Следует еще обратить особое внимание на то, что *давление свободного газа в закрытых естественных или техногенных полостях может достигать 10 МПа и более*, а за счет влияния мощных прочных слоев песчаника величина максимальных главных напряжений в массиве горных пород даже на глубине 1300 м может снижаться до нулевых значений, а это автоматически приведет до временного подпора пород газом, что весьма опасно как в отношении суффлярных выделений газа метана, так и в отношении управления горным давлением. При этом необходимо учитывать, что главной движущей силой фильтрации метана в массиве является давление свободного газа, содержащегося в крупных порах, трещинах, местах геологических нарушений закрытого типа, и только в случае подвижек возможно влияние изменяющегося напряженного состояния породного массива.

Дебит метана из выработанного пространства в горные выработки определяется многими факторами, в том числе объемом зон обрушения и развитием систем магистральных трещин. На величину и длительность всплеска содержания метана влияет усиление вентиляции, которая способствует более интенсивному вымыванию метана из выработанного пространства. Однако постоянная подача завышенного количества воздуха, рассчитанного на максимально возможное газовыделение на участках, экономически нецелесообразна и во многих

случаях технически неосуществима. Анализ характера поведения вентиляционного потока при посадке основной кровли позволяет выявить возможные пути оперативного управления проветриванием с целью создания безопасных условий труда горнорабочих и обеспечения экономичности проветривания.

Последовательность выполнения исследований по определению расположения и параметров зон разрушения состояла в оценке на каждом этапе деформационного процесса величин *главных нормальных и касательных напряжений в области влияния очистного забоя и в газонасыщенных песчаниках основной кровли, расположения и величины зон неупругих деформаций, ориентации систем техногенных трещин*. По результатам расчетов определялись пути перемещения газовых потоков от источников газовыделения в выработки выемочного участка на границе отработанного и подготовленного к отработке выемочного столба.

На рис. 2 показан поэтапный процесс развития разрушений в породном массиве при движении очистного забоя. Эта технология является определяющей при оценке влияния глубины отработки, геотектонических напряжений, качественного учета времени отработки угольного пласта или этапов разрушения породного массива. *Зная реальную скорость подвигания лавы, на основе решения обратной задачи появляется качественная возможность учесть временной фактор*. Но при этом необходимо также учитывать, что в то время, как для упруго-пластической области массива производятся строгие математические расчеты, то для запредельного состояния пород автоматически осуществляется его имитация тоже по строго определенным законам, но не по расчетным показателям, а по средним предполагаемым параметрам, поскольку в настоящее время еще не разработана необходимая теория расчетов дискретных сред.

Эту задачу с той или иной степенью точности мы частично решаем путем замены реальной прочности пород их длительной прочностью, которая составляет примерно 80-95 % от первоначальной, а также прочности разрушенных элементов остаточной прочностью, которая для зон объемного сжатия не может быть ниже  $1/3$  первоначальной, а для зон растяжения равна, примерно, прочности на растяжение. Но при этом следует отметить, что наиболее точно временной фактор можно учесть только путем сопоставления расчетных данных с фактическими, полученными при проведении шахтных наблюдений или экспериментов. Для этого необходимо последовательно выполнить серию расчетов с различными коэффициентами увеличения (снижения) нагрузки расчетной схемы, определить реальное состояние какой-либо части массива, подобрать на соответствующее время наиболее подходящую расчетную схему и только после этого проводить качественный прогноз напряженно-деформированного состояния массива.

Для оценки газопроницаемости породного массива использованы коэффициенты газопроницаемости  $k_n$ , полученные для условий шахты им. А. Ф. Засядько в работе [5] в результате большого количества натуральных измерений. В результате расчетов зон повышенного горного давления и разупрочнения (рис. 3) определена газопроницаемость для характерных зон: опорного давления ( $k_n \approx 1,5$  мД), обрушения основной кровли ( $k_n \approx 5000$  мД), оседания ( $k_n \approx 5000$  мД), разгрузки ( $k_n \approx 10$  мД), нетронутого массива ( $k_n \approx 2$  мД).

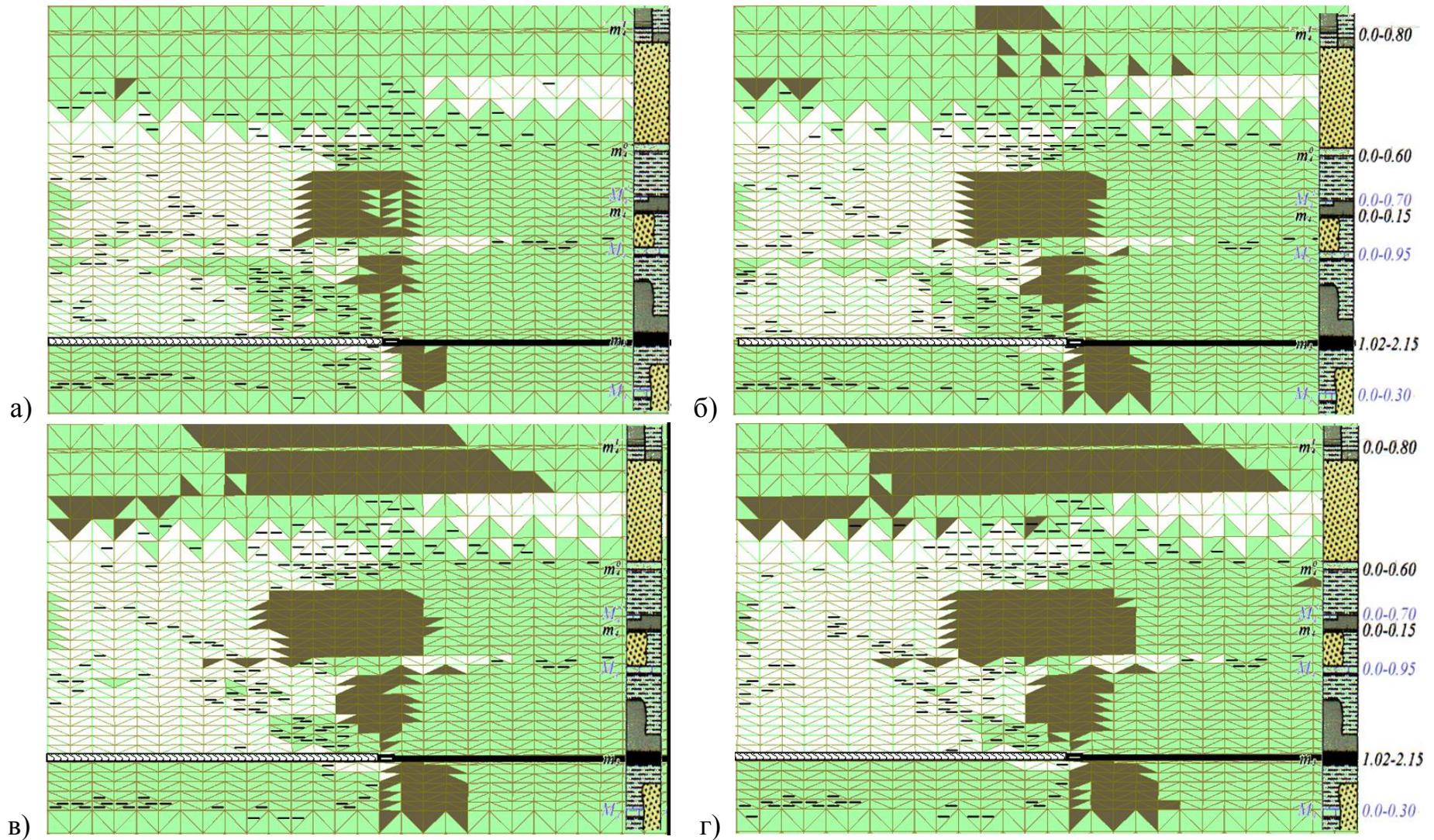


Рис. 2. Определяющая технология исследования разрушений в породном массиве (а-г)

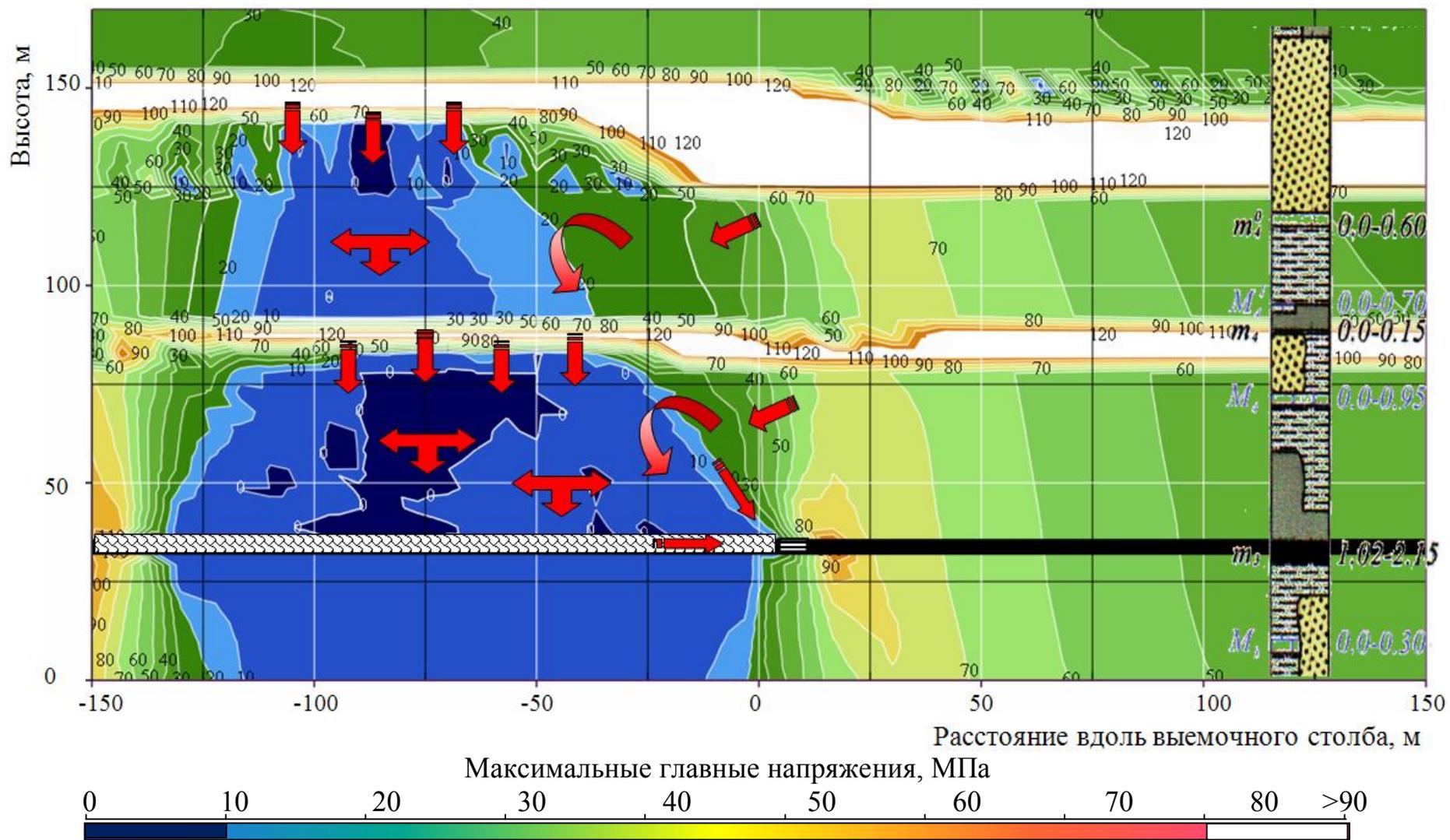


Рис. 3. Распределение горного давления вокруг очистного забоя и направления движения метана от спутников в выработанное пространство и в рабочую зону лавы (показано стрелками)

На разных участках массива напряженное состояние газонасыщенных пластов песчаника основной кровли и степень их разрушения существенно отличаются (рис. 3). На неразрушенных участках они являются мощными концентраторами напряжений и препятствиями для фильтрации метана, а на разрушенных – основными источниками газовыделения и поступления метана в горные выработки.

Изменение знака напряжений (плюс при сжатии призабойной части и минус при растяжении) приводит к образованию сети новых и раскрытию существующих трещин и пор, что вызывает десорбцию газа из пластов и передвижение его в сторону очистной выработки и выработанного пространства. При этом самые интенсивные сдвиги горных пород происходят над движущимся забоем лавы или за ним. Впереди очистного забоя в зоне динамического опорного давления напряжения превышают геостатические, проницаемость массива снижается. В зоне динамического опорного давления (см. рис. 3) напряжения достигают 80-125 МПа (коэффициент концентрации напряжений 2,3-3,7), проницаемость породного массива снижается до 1-2 мД. При этом зона активизации сдвигов распространяется до 90 м впереди движущегося очистного забоя.

В процессе проведения очистных работ происходит разрушение подработанных породных слоев, в результате чего метан из нарушенных газоносных источников начинает мигрировать в выработанное пространство, создавая в массиве техногенные потоки различного направления и интенсивности. Движение газа происходит из участков с повышенным давлением в участки пониженного давления по открытым трещинам, поэтому анализ полученной в результате математического моделирования информации позволил выявить пути перемещения потоков метана через трещины в зонах сдвига и растяжения в выработанное пространство и рабочую зону лавы (показаны стрелками, см. рис. 3). При этом фильтрация газа в выработки происходит, в основном, из высокопористых песчаников, которые в сумме имеют большую мощность и могут интенсивно расслаиваться, и, в конечном счете, обрушаться даже без принудительной посадки кровли, выталкивая в выработки значительные объемы накопившегося в образовавшихся полостях газа.

При этом фильтрация газа в выработки происходит, в основном, из высокопористых песчаников, которые в сумме имеют большую мощность и могут интенсивно расслаиваться, и, в конечном счете, обрушаться даже без принудительной посадки кровли, выталкивая в выработки значительные объемы накопившегося в образовавшихся полостях газа.

Таким образом, проведенные исследования и математическое моделирование позволили установить направления газовых потоков, определить влияние напряженно-деформированного состояния массива и преобладающей трещиноватости на интенсивность выделения метана в выработки добычных участков глубоких шахт. Эти результаты являются базовыми для оценки распределения давления газа при известных значениях проницаемости массива, так и при решении обратных задач – установления искомой проницаемости по известному

распределению давления газа и дебиту метана, полученному по данным экспериментальных исследований.

#### Список литературы

1. Булат А.Ф. Концепция комплексной дегазации углепородного массива на шахте им. А.Ф. Засядько / А.Ф. Булат // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ, 2003. – № 42. – С. 3 – 9.
2. Геомеханічний моніторинг підземних геотехнічних систем / А.В. Анциферов, С.І. Скіпочка, А.О. Яланський та ін. – Вид-во «Ноулідж», 2010. – 251 с.
3. Слащев И. Н. Моделирование трещиноватости как основа прогноза газового режима добычных участков глубоких шахт / И. Н. Слащев, М. Ю. Иконников // Сб. науч. трудов НГУ. – Днепропетровск : РВК НГУ, 2008. – № 31. – С. 236-245.
4. Экспериментально-аналитический метод прогноза направлений и интенсивности газовых потоков / А. Ф. Булат, С. А. Курносов, И. Н. Слащев и др. // Геотехническая механика. – Днепропетровск : ИГТМ НАНУ, 2005. – Вып. 59. – С. 10-21.
5. Звягильский Е.Л. Исследование процесса перераспределения метана в окрестности движущегося очистного забоя / Е.Л. Звягильский, Б.В. Бокий, В.В. Назимко. – Донецк: Норд-Пресс, 2005. – 195 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голиньком В.І.  
Надійшла до редакції 30.11.2012*

УДК 622.271.3

© А.М. Лазников, Б.Е. Собко, У. Хена

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ И РАЗВИТИЯ КАРЬЕРА МОТРОНОВСКО-АННОВСКОГО УЧАСТКА МАЛЫШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Проведены исследования выбора эффективных вариантов вскрытия и развития горных работ при освоении Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения.

Проведені дослідження вибору ефективних варіантів розкриття та розвитку гірничих робіт при освоєнні Мотронівсько-Аннівської ділянки Малишевського родовища.

Studies of choice of effective variants of dissection and development of mountain works are undertaken at mastering of Motrnovsko-Annovskoho of area of Malyshevskogo of deposit.

Развитие горнодобывающих предприятий, разрабатывающих месторождения титано-циркониевых руд, в современных рыночных условиях требует постоянного контроля рынка спроса и потребления выпускаемой продукции, подготовки и ввода в эксплуатацию новых участков. При этом вопросам совершенствования существующих технологических схем разработки руд и проектированию новых, перспективных технологических решений по открытой добыче россыпей должно уделяться первоочередное значение, как с точки зрения по-

вышения производительности горнотранспортного оборудования, так и поддержания эффективности работы предприятия в целом.

Одним из наиболее перспективным участком как по запасам титаноциркониевых руд, так и по географическому расположению является Мотроновско-Анновский участок Малышевского месторождения. Контур горного отвода Мотроновско-Анновского участка приведен на рис. 1

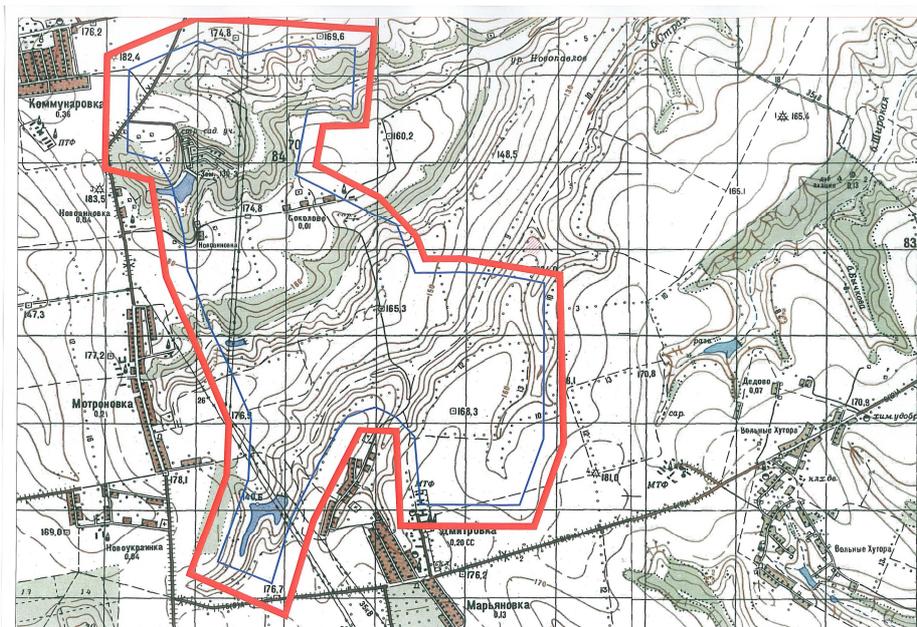


Рис. 1. Контур горного отвода Мотроновско-Анновского участка

Производство вскрышных и добычных работ на Мотроновско-Анновском участке может осуществляться как вскрышными комплексами оборудования непрерывного действия, так и с применением автотранспортной системы разработки. При этом возможны различные варианты принципиальных схем разработки.

Рассмотрим пять вариантов вскрытия карьера и принципиального развития горных работ.

На рис. 2 приведена принципиальная схема варианта начала вскрытия и развития карьера с востока на северо-запад.

Начало вскрытия карьера при этом варианте осуществляется на восточном фланге карьерного поля. Длина вскрышной траншеи составляет примерно 2,6 км. Вариант предусматривает применение комплексов оборудования непрерывного действия в комбинации с автотранспортной системой разработки.

На рис. 3 приведена принципиальная схема варианта вскрытия и развития карьера с юго-запада.

Развитие вскрытия карьера с юго-запада участка будет осуществляться в северном направлении. При этом варианте, по причине короткого фронта горных работ, наиболее целесообразно применение автотранспортной системы разработки.

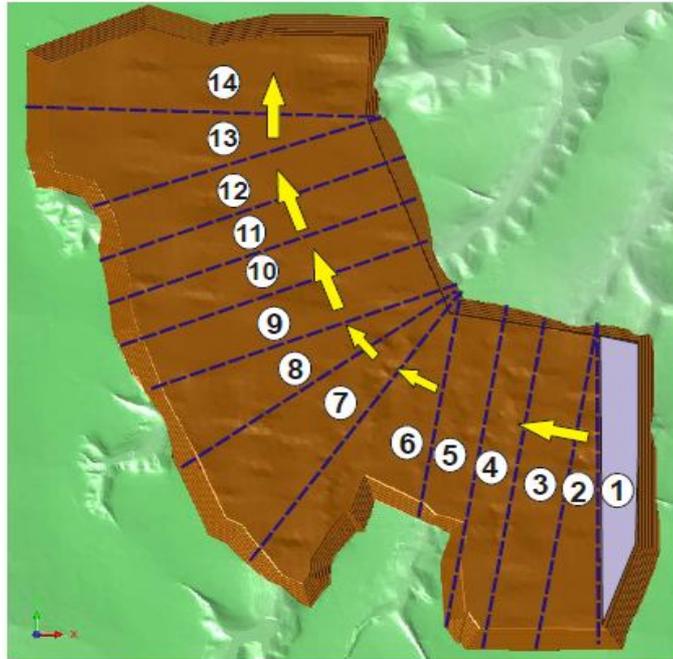


Рис. 2. Принципиальная схема варианта вскрытия и развития карьера с востока на северо-запад

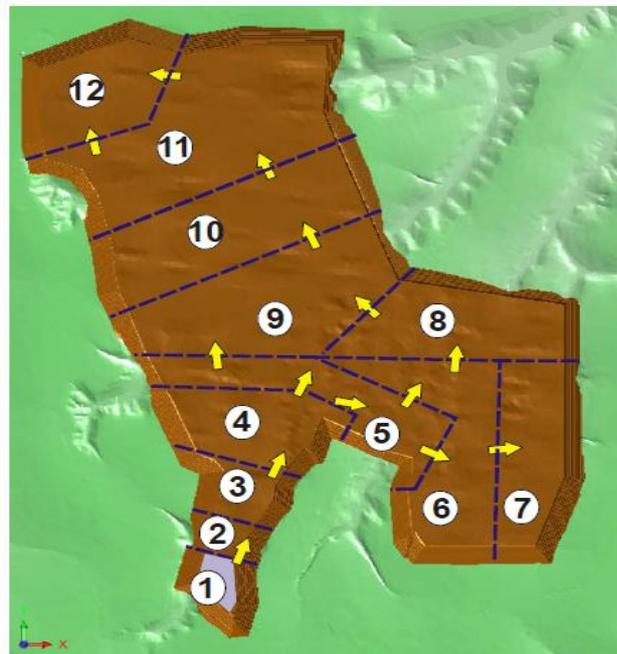


Рис. 3. Принципиальная схема варианта вскрытия и развития карьера с юго-запада карьерного поля

На рис. 4 приведена принципиальная схема варианта вскрытия и развития карьера с центра.

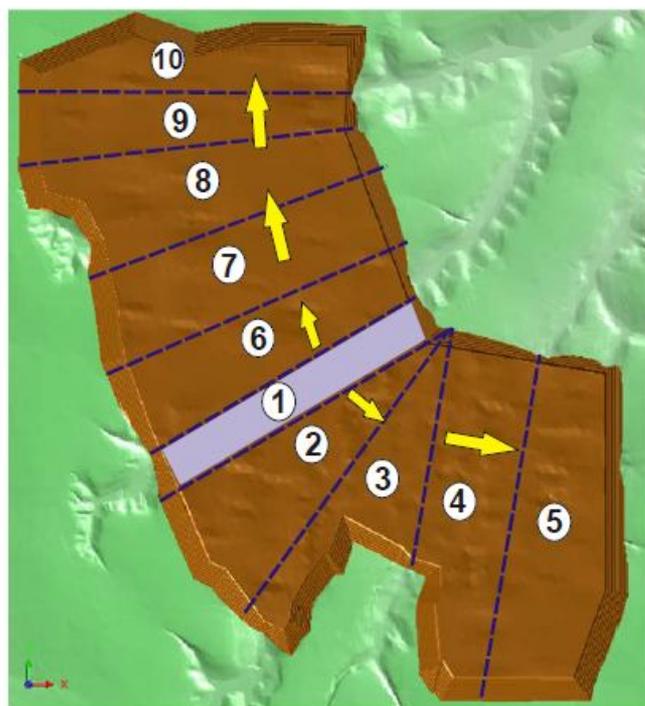


Рис. 4. Принципиальная схема варианта вскрытия и развития карьера с центра карьерного поля

Вариант начала вскрытия и развития карьера с центра карьерного поля дает возможность применения оборудования непрерывного действия и снижения текущего коэффициента вскрыши в первые годы. Недостатком данного развития горных работ является наличие вскрышной траншеи, которая остается открытой до завершения развития горных работ в восточном направлении. Траншея требует увеличенных объемов необходимых внешних отвалов, так как переход к внутреннему отвалообразованию может состояться лишь позже. Положительным моментом при этом является то, что с помощью этой траншеи могли бы улавливаться и отводиться поступающие из северо-западной части карьерного поля подземные воды.

На рис. 5 приведена принципиальная схема вскрытия и развития карьера с северо-восточной части карьерного поля.

При этом варианте вскрытие может быть реализовано более компактно. Для применения автотранспортной системы разработки не требуется сооружение длинного фронта работ. Вскрытие будет осуществлено на северо-востоке. По причине повышенной гибкости применения автотранспортной системы разработки в данном варианте возможно применение более коротких забоев. Кроме этого, при этом – варианте расстояние до внешнего отвала на севере участка разработки является самым коротким.

На рис. 6 приведена принципиальная схема начала вскрытия и развития карьера с юго-западной части карьерного поля.

Для юго-западной части карьерного поля характерно очень высокое содержание руды в период первых лет развития карьера и наименьшее значение коэффициента вскрыши. Но расстояние транспортирования вскрыши до внеш-

него отвала увеличивается до 4 км. Карьер после вскрытия развивается в трех направлениях. Узел распульповки рудных песков находится в ходе отработки секторов 1 и 5 на юго-западе сектора 1 и его перемещение по мере отработки запасов рудных песков является необязательным.

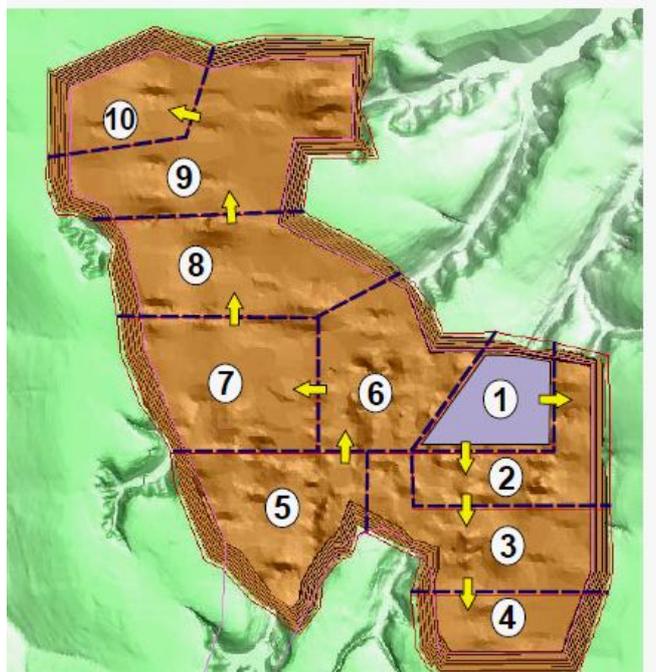


Рис. 5. Принципиальная схема вскрытия и развития карьера с северо-восточной части карьерного поля

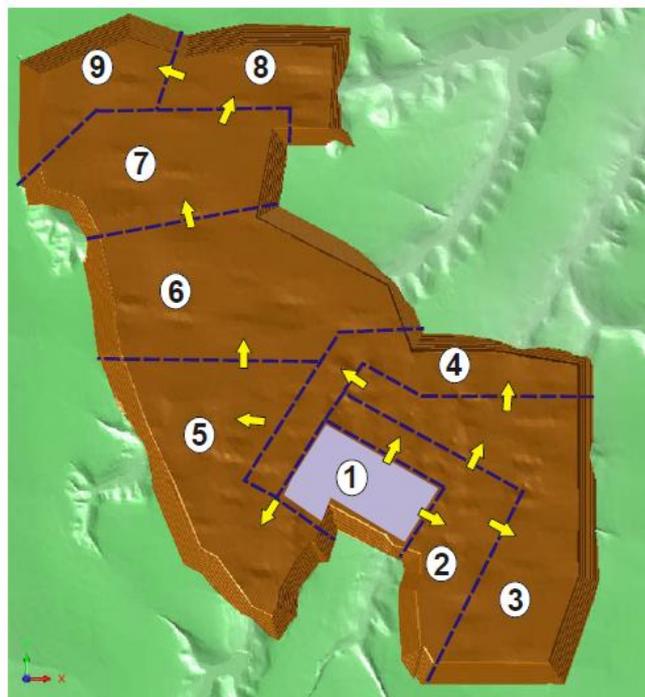


Рис. 6. Принципиальная схема начала вскрытия и развития карьера с юго-западной части карьерного поля

Сравнение вариантов развития карьера было проведено по двум критериям:

- 1) по объемам разработки вскрышных пород при заданной производственной мощности карьера по рудным пескам - 2,7 млн. м<sup>3</sup> в течение первых 10 лет;
- 2) по количеству добычи полезных минералов.

В начале было определено и проведено сравнение, по объемам перемещения вскрышных пород, которые необходимо разработать. Известно, что меньшие объемы вскрышных работ приводят к меньшим производственным затратам.

Далее было определено, какое воздействие выбранные варианты оказывают на количество добытых полезных минералов, так как средняя доля тяжелой фракции в различных частях участка изменяется.

Для начала разработки месторождения важное значение имеет среднее содержание тяжелой фракции рудных песков, которое ожидается в период первых лет разработки участка. Варианты с более высокими содержаниями тяжелых минералов приносят уже в начальные годы более высокие доходы от разработки. Они сокращают финансовый риск, необходимость в финансировании с помощью привлеченных средств и соответственно гарантируют быстрый возврат кредитов.

Для всех пяти вариантов развития карьера был выполнен расчет объемов и качества руды по секторам. При этом были учтены только конечные границы бортов карьера. Внутренние границы секторов (передвигающиеся рабочие борты) на этой стадии исследования были рассчитаны вертикально. Полученные значения являются относительными в рамках данного сравнения. Такой подход является достаточным и приемлемым для выбора наиболее выгодного варианта развития горных работ.

На рис. 7 приведены графики необходимых объемов вскрыши для обеспечения объема производства 2,7 млн. м<sup>3</sup> рудных песков в год. Сравнение вариантов проводилось на период первых 20 производственных лет. Из данных, приведенных на рис. 7 видно, что при вариантах 3,4,5 объемы вскрышных работ в первые годы разработки, примерно на 25-30 млн.м<sup>3</sup> ниже, чем при варианте 1. Сближение большинства вариантов по объемам вскрышных пород возникает только через 20 лет. Следует отметить, что первые 10 производственных лет имеют решающее значение для рентабельности проекта.

На рис. 8 приведены графики добычи полезных минералов по пяти вариантам за период работы карьера 20 лет. Из данных рис. 8 видно, что вариант вскрытия 5 является более приемлемым. В первые десять производственных лет объемы добычи могут быть примерно на 460 тыс. тонн выше, чем при варианте 1 при добыче такого же количества рудного песка. Растровые геологические карты показали, что содержание руды на юге и в центре запланированного участка разработки явно выше, чем на флангах участка.

При варианте 5 содержание тяжелых минералов на 28% выше в период первых 10 лет, чем при варианте 1, при одинаковом объеме производства рудного песка - 2,7 млн. м<sup>3</sup> в год.

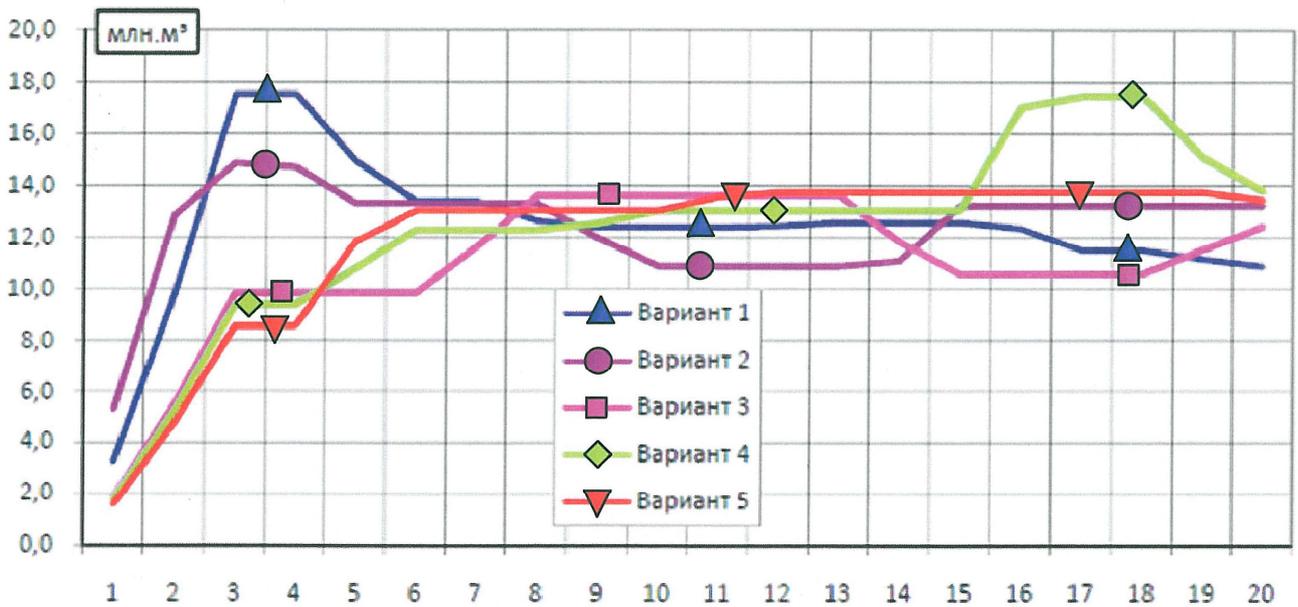


Рис. 7. Графики объемов вскрышных работ по годам отработки

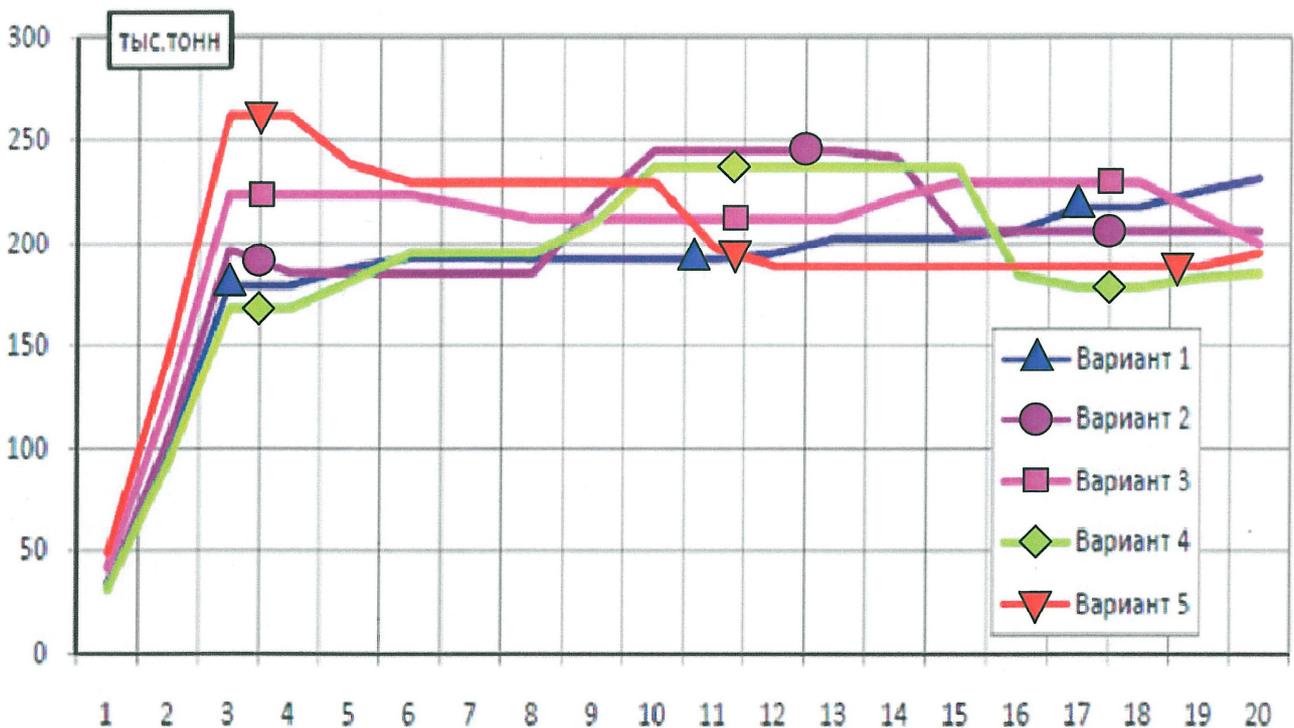


Рис. 8. Графики добычи полезных минералов по годам отработки

**Выводы.** Проведенные исследования позволили установить, что вариант 5 (автотранспортная система разработки), предусматривающий вскрытие участка с юга и вариант 3 со вскрытием в центре месторождения (система разработки с применением вскрышных комплексов оборудования непрерывного действия) являются предпочтительными с учетом основных критериев выбора: объема вскрышных работ и содержания тяжелых минералов в руде.

Окончательный выбор наиболее выгодного варианта вскрытия и развития горных работ должен проводиться с учетом затрат на перемещение вскрышных пород во внешний отвал, влияния санитарно-защитной зоны, наличия естественных емкостей под хвостохранилища для отходов обогатительного производства, схем энергоснабжения.

Список литературы

1. Собко Б.Ю. Технология розробки Мотронівської дільниці Вільногірського ГМК / Б.Ю. Собко //Збірник наукових праць НГУ. - 2008. - № 30.- С.56 - 66.

*Рекомендована до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.  
Надійшла до редакції 29.10.2012*

УДК 622.271.33

© А.Ю. Дриженко, Є.А. Гаврилов

## **ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ ЗАКОНСЕРВОВАНИХ ДІЛЯНОК МАРГАНЦЕВИХ РУД У МЕЖАХ ГІРНИЧОГО ВІДВОДУ КАР'ЄРІВ**

Приведены объемы законсервированных участков марганцевых руд в границах горных отводов действующих карьеров горно-обогатительных комбинатов, обоснованы параметры технологи и схемы их разработки

Наведено об'єми законсервованих ділянок марганцевих руд у межах гірничих відводів діючих кар'єрів гірничо-збагачувальних комбінатів, обгрунтовані параметри технології та схеми їх розробки

Volume of Pryvedeny zakonservyrovannyyh uchastkov marhantsevyh mining in border hornyyh otvodov deystvuyuschyh karerov mountain-obohatytelnyh kombynatov, obosnovany parameters of technology and scheme's Developments

**Вступ.** На теперішній час Україна займає одне з провідних місць за об'ємами видобутку марганцевих руд. Їх поклади зосереджені у двох родовищах осадового типу: Нікопольському – в Дніпропетровській області, і Великотолкамакському – у Запорізькій області. Орджонікідзевський ГЗК експлуатує західну частину Нікопольського родовища, Марганецький – східну. На долю ОГЗК припадає понад 60% виробництва товарної марганцевої руди в Україні. Видобуток руди здійснюється на 7 кар'єрах (рис 1). На Марганецькому ГЗК відкриті гірничі роботи проводяться двома кар'єрами: Грушівським та Басанським. Підземний видобуток здійснюється чотирма шахтами.

У зв'язку з низькою ефективністю відкритого способу відпрацювання запасів родовищ з малою потужністю продуктивного шару та збільшеним покриттям пустих порід у надрах зостаються специфічні законтурні ділянки, які недоцільно експлуатувати прийнятими нині засобами механізації гірничих ро-

біт. Так, за межами діючих кар'єрів потужність шару корисної копалини становить 0,5 – 1,0 м, потужність покриваючих порід досягає 90 – 140 м. У межах селищ на відстані до одного км, згідно з діючими Правилами захисту довколишнього середовища, розробка марганцевих руд способом шляхом заборонена.

На території двох комбінатів загальна кількість ділянок та об'єми законтурних запасів на їх площі складають 29 та 110 млн. т відповідно (див. таблиця 1). Великі об'єми законсервованої марганцевої сировини можуть становити резервну базу комбінатів, видобуток яких доцільно провести з мінімальними капітальними вкладеннями, високою продуктивністю праці та невеликою собівартістю добувних робіт.

**Мета дослідження полягає** у тому що на прикладі законтурної ділянки Чкалівського кар'єру №1(східна свита №№ 6-1, 6-2) розглянута технічно можлива система відкрито-підземного видобутку законтурних запасів марганцевої руди, коли корисна копалина розкривається з виробленого простору кар'єра, видобута підземним способом сировина транспортується на денну поверхню штольною у межах діючого кар'єра, а породи розкриву, в процесі його експлуатації, складаються у відпрацьованому просторі (рис. 2).

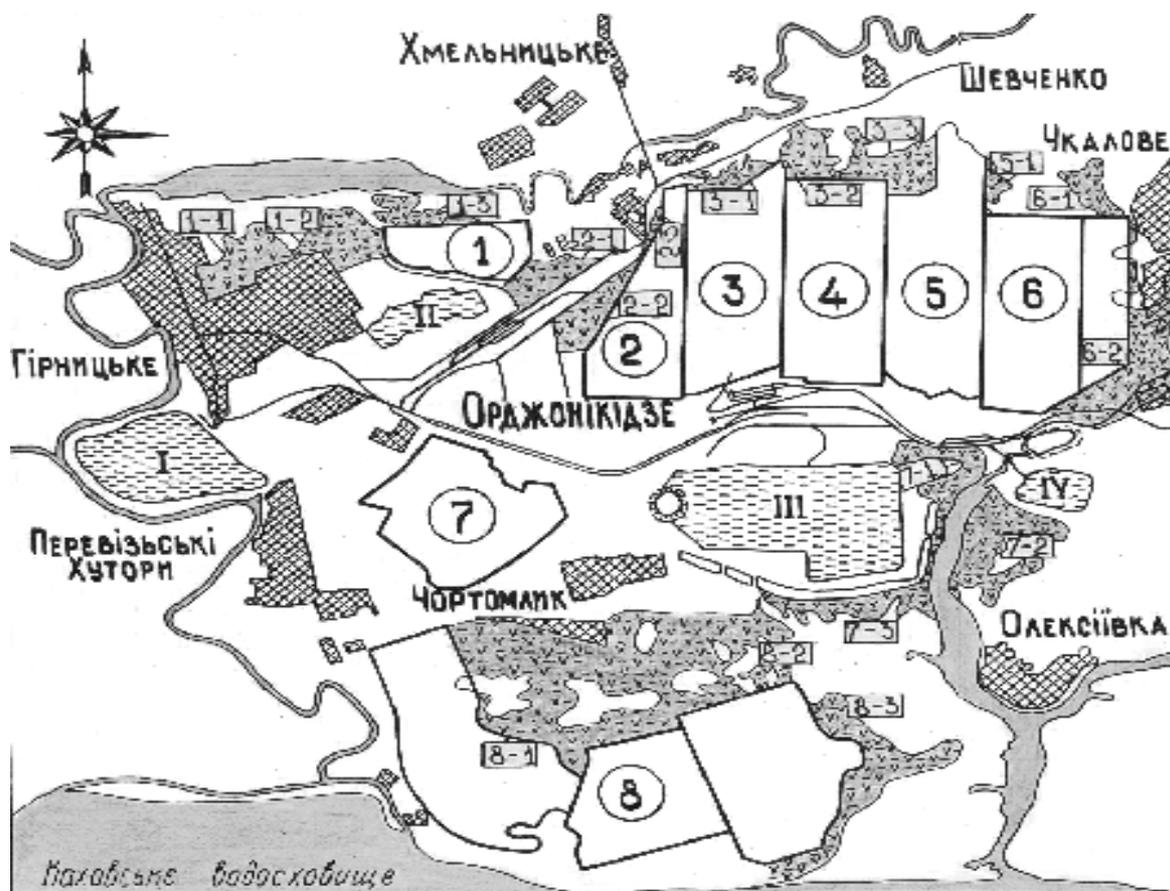


Рис 1. Схема законтурних ділянок марганцевих руд Орджонікідзевського ГЗК:  
 1 – Запоріжський кар'єр (Богданівська ділянка); 2 - Запоріжський кар'єр;  
 3 – Шевченківський кар'єр; 4 – Північний кар'єр; 5 – Чкалівський кар'єр №2;  
 6 – Чкалівський кар'єр №1; 7 – Олександрівський кар'єр; 8 – Покровський кар'єр; I, II і III - шламосховища

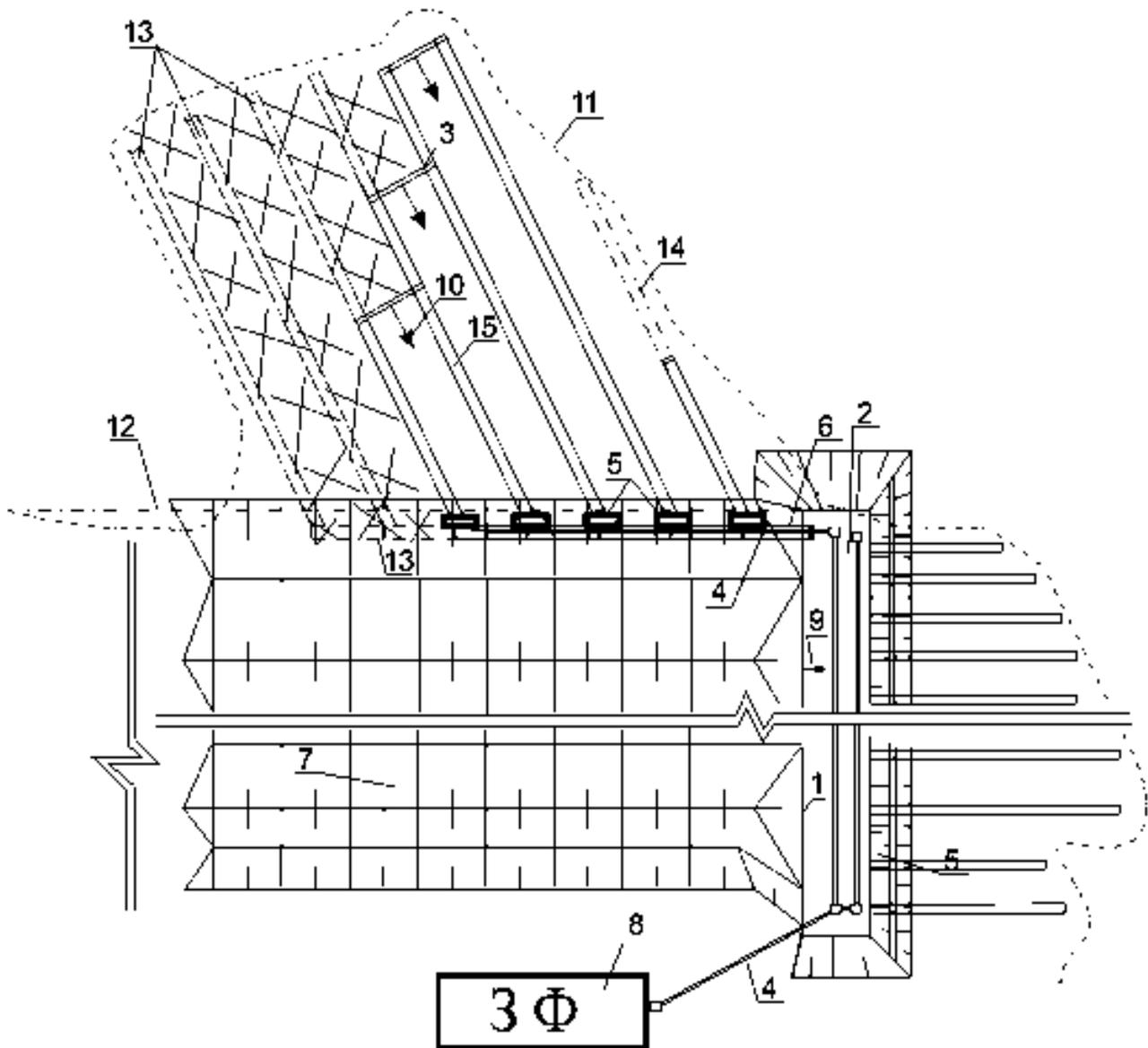


Рис. 2. Схема розробки законтурних ділянок корисної копалини у межах гірничого відводу кар'єра

**Результати досліджень** полягають у розробці способу розкриття законтурних запасів корисних копалин може бути реалізований наступним чином. При експлуатації кар'єру фронт посування його добувних робіт 1 і вироблений простір 2 переміщуються у напрямку до границь кар'єрного поля 12. З виробленого простору кар'єра 2 для відпрацювання законтурних запасів корисної копалини 11 проходять попарно панельні транспортний і вентиляційний штреки 3, з'єднують їх у кінцевому положенні добувною підземною виробкою і відпрацьовують з неї корисну копалину шляхом поступового переміщення фронту робіт панелі у напрямку 10 до виробленого простору кар'єра 2 з транспортуванням корисної копалини транспортним штреком 4 і далі виробленим простором кар'єра 2 та поверхнею до місця складування 8. При цьому з виробленого простору услід за посуванням фронту відкритих гірничих робіт 1, улаштовують устя 5 попарних підземних підготов-

чих виробок 15, об'єднують їх двосекційною штольнею 6 з двома самостійними виходами на поверхню. Штольню проходять чергами після відпрацювання кожної добувної західки у торці кар'єра, тимчасово закріплюють її розбірним кріпленням та засипають у процесі посування внутрішнього відвалу 7 пустими породами. При відпрацюванні кожної панелі уздовж штольні видаляють з неї кріплення і обрушують навислі породи відвалу.

Таблиця 1

Об'єми законтурних запасів Марганецького і ОрджонікідзевськогоГЗК

Місцезо- ження закон- турних діля- нок	Номер ді- лянки	Пло- ща, га	Потужність шару, м		Запаси ма- рганцевої руди, млн.т
			Марганце- ва руда	Покрива- ючі породи	
<b>МГЗК</b> Північна група	Бас-1, Ш 8-1, Ш 8-2, Ш 8-3	175	0,6	50-75; 95-55; 95-100	2,4
Західна група	Ш 9/10-1, Ш 9/10-2	76,2	0,6	75-95; 95- 102	0,9
Південна група	Гр-1	14,2	0,4-0,75	54-74	0,2
Східна група	Ш 6-2, Ш 6- 1, Ш 2-2, Ш 2-1	125	0,6	84-54; 92- 84; 75-92	1,4
В цілому по комбінату	11	390,4	0,4-0,75	50-102	4,8
<b>ОГЗК</b> Північна свита	3-2, 3-3, 3-1, 2-1, 2-2, 2-3	775,0	1,1 -1,8	75-85	24,8
Західна свита	1-3, 1-1, 1-2	350,0	1,2-2,0	55-60	11,2
Південна свита	8-1, 8-2, 8-3, 7-1, 7-2, 7-3	1681,25	0,7-2,3	40-45	53,8
Східна свита	6-2, 6-1, 5-1	425,0	0,5-2,5	75-90	13,6
В цілому по комбінату	18	3231,25	1,6	62-70	103,4
В цілому по родовищу	<b>29</b>	<b>3621,65</b>			<b>108,3</b>

Після досягання кар'єром своїх границь 12, з його виробленого простору 2 видобуток законтурних запасів марганцевої руди у подальшому напрямку ве- деться шляхом вибурування. Впритул до границі залягання покладу проводять ряд паралельних добувних свердловин, між якими залишають цілики для підт- римки покрівлі. Використання такого способу дає можливість відпрацьовувати

тонкі пласти, а також частини родовища, які залягають у складних гірничогеологічних умовах, наприклад, ділянки марганцевої руди, що залягає у санітарно-захисній зоні селища Чкалове. Використання буро-шнекового способу виймання на кар'єрах ОГЗК та МГЗК може знайти широке використання. На Басанському кар'єрі МГЗК у прибортових покладах кар'єру знаходиться біля 1,5 млн. т окисної марганцевої руди. Чалівська ділянка 6-1, 6-2 ОГЗК у прибортових покладах законсервованих запасів близько 7 млн. т. В даному випадку спосіб вибурування дозволить зменшити втрати та дозволить освоїти законсервовані ділянки марганцевої руди, які підлягають списанню.

Після проведення зазначеного вище комплексу підземних робіт виникає потреба у відновленні продуктивності земної поверхні, оскільки на ній виникають розриви та просідання внаслідок обрушення масиву налягаючих порід. Відновлення цілісності земної поверхні може бути реалізовано наступним чином (Рис. 3). При відпрацювання шару корисної копалини 1 підземними заходками 2 виникає обрушення поверхні з утворенням лінії зсуву 3. Земна поверхня 4 просідає на глибину  $h_n$  з утворенням мульди, у зв'язку з чим поверхнею на її крилах виникають тріщини розриву 5 уздовж усієї довжини виймальних робіт. Попередньо, до проведення видобувних робіт, на земній поверхні проводять прогнозування контуру зони обрушення. На підставі практичних значень уточнюють границі зони проявлення тріщин з урахуванням фізико-механічних властивостей перекриваючих порід. Потім уточнюють параметри обрушення поверхні.

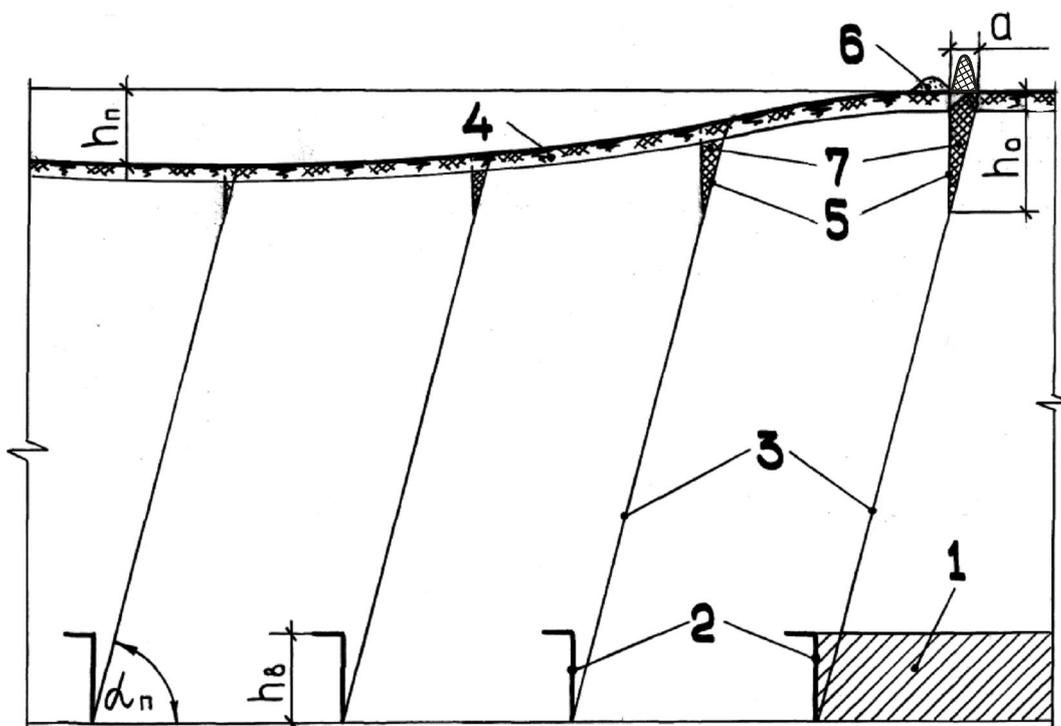


Рис. 3. Схема відновлення земної поверхні, порушеної підземними гірничими роботами

Ширина тріщини розриву  $a$  на земній поверхні 4 у більшості випадків складає 1-3 м і досягає глибини 2,5-3,0 м. Зона просадки земної поверхні під дією підземного виробленого простору обмежена кутами зрушення  $\alpha_n$ , величина яких за даними практики дорівнює 55 - 65 °. У свою чергу, обвалення порід у кожній зоні зсуву має свої особливості. Так, на відстані 4-7 м від вибою перші шари безпосередньої покрівлі обрушуються невеликими шматками. Далі породи зміщуються вниз великими брилами товщиною від 1 до 3 м і, в міру віддалення від вибою, розшаровуються на значні блоки, що осідають як єдиний зв'язний масив. На поверхні наслідки обрушення кровлі підземних виробок мають вигляд мульди шириною 230-250 м уздовж всієї протяжності добувної західки.

Маркшейдерські спостереження за деформаціями земної поверхні в умовах шахт МГЗК показують, що просадки  $h_n$ , при вийманні марганцеворудного шару підземними західками становлять  $h_n = 0,8h_v$ . У свою чергу, абсолютні величини тріщин осідань поверхні коливаються від 1,5 до 2,5 м.

На підставі фактичних значень осідань земної поверхні експериментально встановлена можливість розрахунку місця утворення тріщини розриву, завдяки чому є можливість попередньо у цих місцях знімати чорнозем, та в кінцевому положенні провести засипку тріщини пустими породами і заповнити деформовану площу до первинного стану потенційно родючими породами та чорноземом.

**Висновки:** Використання наведених способів розкриття і відпрацювання законтурних запасів корисних копалин пологих родовищ дозволяє:

- за рахунок побудови транспортної штольні у зоні виробленого простору кар'єру подальшою засипкою її породами розкриття доцільно проводити з неї підземні добувні роботи без додаткового видалення пустих порід та проведення об'ємних рекультивацийних робіт;
- знизити капітальні вкладення на спорудження технологічного комплексу для добування марганцевої руди за межами кар'єрних полів;
- залучити до ефективної розробки глибокозалягаючі ділянки родовища;
- виключити великі втрати корисних копалин у ціликах між виймальними західками при траншейній технології розкриття та шнековому або комбайновому добуванні корисної копалини.

#### Список літератури

1. Левкович П.Е. Технология безлюдной выемки угля/ П.Е.Левкович, Н.Е.Чаленко, В.Л.Дроздов, Б.М.Пучков. – К.:Техніка, 1980 -192 с.
2. Трофимов В.П. Безлюдная выемка угля. К. Техніка, 1969.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.  
Надійшла до редакції 02.11.2012*

## IMPROVEMENT OF THE BALL MILL AUTOMATION AND OPTIMIZATION SYSTEM FOR SOLID MATERIAL GRINDING

В статье представлена усовершенствованная система автоматизации и оптимизации шаровых барабанных мельниц, обеспечивающая непрерывный мониторинг размольной, вентиляционной и сушильной производительности и оптимизацию загрузки мельницы для достижения максимальной размольной производительности. Применение системы обеспечивает надежную работу мельницы в автоматическом режиме и снижение потребления энергии на процесс измельчения.

У статті представлено удосконалену систему автоматизації та оптимізації кульових барабанных млинів, яка забезпечує неперервний моніторинг розмелювальної, вентиляційної і сушильної продуктивності та оптимізацію завантаження млина для досягнення максимальної розмелювальної продуктивності. Застосування системи забезпечує надійну роботу млина в автоматичному режимі та зниження енергозатрат на процес розмелювання.

The improved system for automation and optimization of the ball mills performance is presented in the paper. The system provides continuous monitoring of grinding, ventilating and drying productivity and it optimizes the mill loading in order to ensure maximum possible grinding productivity. Application of the system provides safe operation of the mill in automatic mode and reduction of energy consumption for grinding.

**Introduction.** The technological processes of solid material grinding by means of ball mills are of great importance for efficient operation of heat power stations consuming coal as energy carrier, cement plants where clinker is grinded, ceramic plants where clay is grinded and other plants. This is caused by the fact that the grinding mills are big power consumers since grinding process is power-intensive. The electric power consumption for solid material grinding amounts up to about 20 per cent of the total power consumption for own needs of the plant [1].

A ball mill consists of a cylindrical drum and balls inside of it. The drum is being rotated by means of an electric drive. The raw material is fed into the mill at the inlet side of the drum by means of a feeder and the grinded material is taken away at the outlet side of the drum by means of the ventilation system. This is how grinding in a ball mill takes place.

The process of solid material grinding in ball mills has been automated poorly, because there were no methods to measure the main parameters of the grinding process, such as amount of material in the mill, grinding productivity and especially there were no methods to determine the pre-failure condition in which the mill is so much overloaded with the material being ground that it leads to abrupt decrease in its grinding productivity and to blockage. In order to prevent the failure of a mill the operators deliberately decrease the grinding output by feeding less material to the mill, which makes the grinding process more power-intensive and less efficient. There were no reliable methods to find the optimal loading of a mill in order to reach the maximum possible grinding productivity.

Many investigators, however, with a purpose of ball mill automation, have carried out experimental studies and established relations between the main technological parameters of the grinding process and a number of indirect indexes [2]. Based on these

studies, various schemes for automation of ball mills have been proposed to regulate the outlet temperature of the air mixture, the differential pressure across the mill drum and the acoustic signal of the mill. But all those systems could not ensure the maximum possible grinding productivity and they did not prevent a possible blockage of the mill.

**The aim of the paper.** The aim of this paper is to present the improved system for automated control and optimization of solid material grinding by means of ball mills where one more piezoceramic accelerometer is installed at the back bearing of the mill and its signal correlates with the quality of the grinding process.

**The main material of the paper.** The relation between grinding productivity and loading of a ball mill by the material is proportional (see Fig. 1). The more material is fed into the mill the higher grinding productivity. But at some point there is too much material in the mill and the material is not grinded any more and mill blockage takes place. Depending on the properties of the solid material and on characteristics of the dust system the mill blockage may take place at various loadings of the mill. This is an emergency situation and it should be avoided.

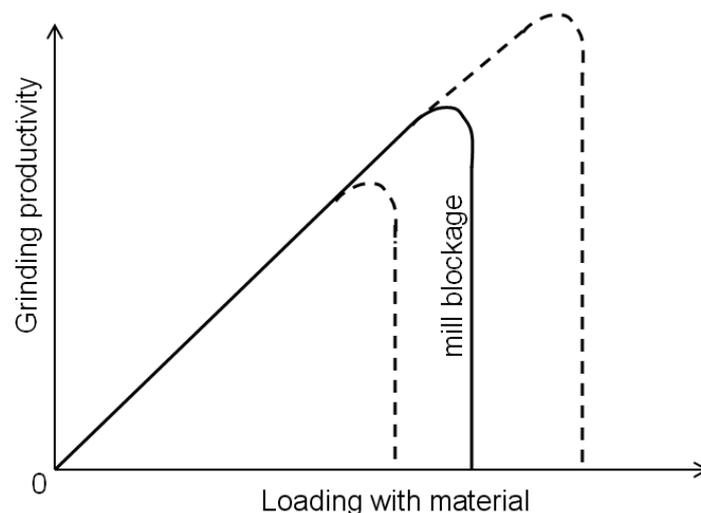


Fig. 1. Grinding productivity of a ball mill versus loading of the mill with the solid material

The maximum possible grinding productivity depends on the properties of the solid material (grain composition, grinding ability index, rock concentration, moisture content etc.), on the characteristics of the dust system (drying ability, ventilation ability and grinding ability), on the amount of material fed into the mill and on the feeding system and its regime [3]. The experience of using the systems developed earlier has put forward the task to improve them and to create new algorithms for calculation of actual values of the main technological parameters of the grinding process, including a new method to measure the amount of material in the mill. Another task was to develop new algorithms in order to optimize mill performance both under standard conditions and under constraints on drying ability and ventilation ability of the dust system [4]. It was also necessary to take additional measures to provide safe operation of the mill and to try out failure situations. In order to fulfill all the above tasks a ball mill automation and optimization system was developed (see Fig. 2).

Depending on the properties of material and characteristics of the dust system the maximum possible grinding productivity of the mill is reached at the level of 80 to 95 per cent of the maximum possible loading of the mill with the material being ground [5].

The maximum grinding productivity in operating conditions is sometimes constrained by drying ability and ventilation ability of the dust system. The deficiency of these abilities may take place due to large moisture content in the material being ground relative to the nominal value or due to decrease of temperature of drying agent. Low drying ability of the dust system is usually characterized by air mixture temperature decrease at the mill outlet below the minimum limit. Deficiency of ventilation ability may be caused by blockages of the inlet and outlet throats of the ball mill (the differential pressure across the mill drum exceeds the maximum limiting value).

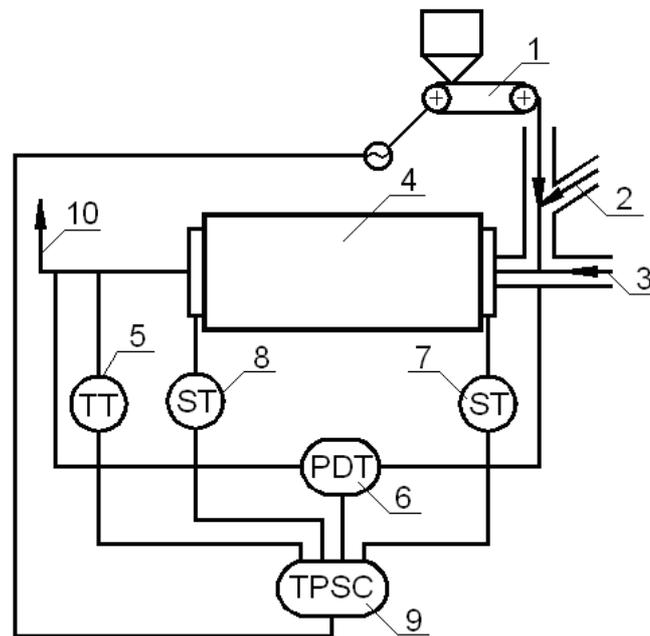


Fig. 2 Structural diagram of the ball mill automation and optimization system:  
 1 – raw material feeder; 2 – from separator; 3 – drying agent; 4 – ball mill; 5 – temperature transducer; 6 – differential pressure transducer; 7,8 – piezoceramic accelerometers; 9 – controller-optimizer; 10 – to separator

During operation of a ball mill it is especially important to avoid the exceeding of the maximum limiting temperature of the air mixture, which can result in an explosion of the dust system. Therefore the developed ball mill automation system provides a mechanism to prevent overheating of the air mixture. Additionally a sound alarm is provided to give a signal of a pre-failure situation with a possibility to interrupt the supply of a heating agent. In order to safeguard the dust system the precautionary measures are taken by the automation system to avoid the temperature going out of the specified range and to avoid the exceeding of the maximum limiting value of the differential pressure across the mill drum.

According to a specially developed algorithm the controller of the automation system adjusts automatically to the existing dust system, grinding ability of the mill and to the qualitative properties of the material being ground. As these parameters

vary the controller adjusts automatically to regulate the material feeding so that the grinding productivity is always maximal. When there are constraints in the dust system on drying ability, ventilation ability or maximum temperature of the air mixture at the mill outlet the material is fed in such a way that the temperature of the air mixture at the mill outlet is maintained within the specified limits and the differential pressure across the mill drum does not exceed the maximum limiting value.

A piezoceramic accelerometer is mounted on the front bearing of the mill and it measures the vibration acceleration of the mill bearing. This signal correlates directly with the mill loading with the material to be ground. Another piezoceramic accelerometer is mounted on the back bearing of the mill and its signal correlates with the quality of the grinding process (fineness of grinding). The interrelation between these parameters is monitored by the controller-optimizer. The controlling action of the controller-optimizer is performed by regulating the rotation frequency of the feeder drive.

The values of air mixture temperature at the mill outlet, differential pressure across the mill drum and relative values of mill loading by the material are displayed at the front panel of the controller-optimizer as well as limits of these parameters.

The task of the main operation mode of the controller-optimizer is to ensure such a feeding of raw material into the mill at which the maximum possible grinding productivity is reached. The controller-optimizer switches to other modes when there are constraints on the mill's drying ability or ventilation ability, as well as when pre-failure situations occur. When the system goes outside of the limiting conditions, the controller-optimizer switches to the dynamic optimization mode in search for an optimal loading of the mill by the material.

When there are no constraints on the drying ability and ventilation ability of the mill and when there is no pre-failure situation the controller-optimizer operation mode is determined by the relative degree of mill loading. So when the relative degree of mill loading is less than 40%, the material is fed into the mill continuously at the maximum possible productivity of the feeder. In other cases the material is fed into the mill according to a special algorithm until the maximum value of loading degree is reached. As soon as the optimal value of the mill loading is reached, when the dust system operates at the maximum possible productivity, the controller-optimizer maintains this value as long as the technological process conditions do not change.

The productivity of raw material feeder should be 1.5 - 2 times higher than the mill's grinding productivity. This is the main condition to ensure normal running of the technological process of material grinding in the mill. When the feeder productivity is insufficient, the controller-optimizer operates in a non-standard mode which is characterized by a lower degree of mill loading. This, in turn, results in an inefficient operation of the dust system.

Insufficient drying ability and ventilation ability of the mill are also limiting factors for reaching the maximum possible grinding productivity of the mill. When such constraints occur optimization of mill operation is possible within the specified constraints.

The developed automation and optimization system was installed at a number of ball mills at heat power stations for grinding the coal, at cement plants for grinding the clinker and at ceramic plants for grinding the clay. One of the systems was installed at a heat power station where three ball mills were used to grind the coal for a

300 MW power generating unit. Application of the developed ball mill automation and optimization system provided raising of grinding productivity of the mills in such a way that the productivity of two mills was enough for preparation of the fuel for the power generating unit and the third mill was turned off. This is how energy saving by 30 % at coal grinding was reached.

**Conclusions.** New ball mill automation and optimization system is developed and it provides accomplishment of the following tasks:

- Measurement and calculation of three main technological parameters: loading degree of the ball mill with the material being ground, air mixture temperature at the mill outlet and the differential pressure across the mill drum.

- Optimization of the grinding process including continuous search and maintaining of the ball mill loading degree by regulating the feeding of solid material into the mill in order to ensure the maximum possible grinding productivity of the mill.

- Continuous monitoring of drying ability and ventilation ability of the dust system, and in case of decrease of these parameters down to critical values – optimization of mill operation within allowable constraints.

- Visualization of controller operation modes, current values of the mill loading degree, the air mixture temperature at the mill outlet and the differential pressure across the mill drum, as well as minimum and maximum limits of the air mixture temperature and the differential pressure across the mill drum.

- Signalization of work and stops of raw material feeder, occurrence of constraints on dust system drying ability and ventilation ability, exceeding of the maximum limiting temperature value of the air mixture, existence of pre-failure situations.

- Prevention of mill blockage by the material being ground.

- Guarantee of safe operation of the dust system in automatic mode.

Implementation of the system ensures a considerable increase in grinding productivity of a ball mill irrespective of the quality characteristics of the material being ground and the dust system condition. It also consumes less power per unit weight of the material being ground.

**Acknowledgements.** The research has been supported by the Business Partnership Grant from U.S. Civilian Research and Development Foundation (CRDF Global) and the State Agency of Ukraine for Science, Innovations and Information.

#### References

1. Levit, G.: Production of dust at thermoelectric power stations, Energoatomizdat, ISBN 5-283-00151-2, Moscow, 1991.

2. Romadin, V.: Production of dust, Gosenergoizdat, Moscow, 1953.

3. Formusatin, V.: Improving dust-system's performance with BTM, Available from: <http://dustsystem.narod.ru> Accessed: 2010-09-15.

4. Tsakalakis, L. & Stamboltzis G.: Modeling the specific grinding energy and ball mill scaleup, Proc. of 11 IFAC Symposium, September 08-10, 2004, ISBN 0-08-0441793, Sauter, D. & Theilliol D. (Ed.), pp. 53-58, Elsevier Ltd., Nancy (France)

5. Pistun, Ye., Zahrai, V. & Skobalo, A.: Automatic control and optimization of ball mills, Proc. of VIII Forum of Power Engineers, Techn. Univ. of Opole, May 29-31, 2002, ISBN 83-88492-04-7, Kabza, Z. (Ed.), pp. 575-581

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.  
Надійшла до редакції 11.10.2012*

## ПОВЫШЕНИЕ ВОДОРОДОСТОЙКОСТИ ВНУТРИКОРПУСНЫХ СИСТЕМ АТОМНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УСТАНОВОК

Разработана и исследована малоуглеродистая сталь марки 02X19N14TC-VI и предложен способ ее химико-термической обработки, обеспечивающий значительное повышение водородостойкости деталей внутриреакторных устройств.

Розроблена і досліджена малоуглеродистая сталь марки 02X19N14TC-VI та запропоновано спосіб її хіміко-термічної обробки, що забезпечує значне підвищення водородостойкості деталей внутрішньореакторного пристроїв.

Developed and investigated low-carbon steel grades 02H19N14TCH-VI, and a method for its chemical and thermal processing, which provides a significant increase in in-core devices vodorostoykosti details.

Наиболее распространенные аустенитные стали (например, коррозионно-стойкие стали марок 08X18H10T, 03X16H15M3, 03X18H12), а также другие аналоги, не обеспечивают требуемого уровня и стабильности основных физико-механических и служебных характеристик, что снижает работоспособность и эксплуатационную надежность внутрикорпусных элементов и технологических систем реакторного оборудования в условиях длительного взаимодействия с водородосодержащими рабочими средами.

Основными недостатками стабилизированных аустенитных хромоникелевых сталей типа 18-8 и подобных композиций являются их склонность к радиационному охрупчиванию, снижению водородостойкости и преждевременной потере герметичности тонкостенных сварных конструкций высокотемпературных технологических систем атомной и водородной энергетики, обусловленная структурной неоднородностью (скопления, строчечность) и низкой сцепляемостью титансодержащих фаз внедрения с матрицей. Известные отечественные и зарубежные нестабилизированные коррозионно-стойкие хромоникелевые стали типа 18-10, 18-12, не проявляют выраженной структурной неоднородности выделения титан- и ниобийсодержащих фаз. Однако недостатками этих известных аналогов являются отсутствие требуемого уровня и стабильности основных физико-механических свойств, низкая радиационная, коррозионная и водородостойкость при температурах эксплуатации реакторного оборудования и повышенная чувствительность металла сварных соединений к коррозионному и водородному растрескиванию под напряжением, обусловленная отсутствием контроля и колебаниями ряда легирующих и примесных элементов в весьма широких концентрационных пределах.

Выполненный анализ показал, что задача создания высокотехнологичной аустенитной свариваемой стали с повышенной технологичностью, коррозионной, радиационной и водородостойкостью является по-прежнему актуальной.

Целью работы является создание и исследование состава, структуры, механических свойств и водородопроницаемости разработанной стали марки 02X19N14TC-VI и разработка способа ее химико-термической обработки,

обеспечивающий значительное повышение водородостойкости деталей внутриварных устройств.

При разработке малоуглеродистой высокотехнологичной стали марки 02X19H14TC-BI были использованы следующие технологические приемы, позволяющие повысить ее технологичность, свариваемость, коррозионную, радиационную стойкость и водородостойкость предложенной стали по сравнению с аналогами:

- ограничение суммарного содержания таких элементов, как алюминия, кремния, углерода, азота, кислорода, серы и фосфора для обеспечения гарантированного уровня физико-механических свойств;

- введение микролегирующих и модифицирующих добавок алюминия, иттрия и кальция, как элементов с высокими термодинамическими и особыми физико-химическими свойствами;

- модифицирование стали азотом в определенном соотношении с углеродом и титаном с целью повышения термической стабильности как основного металла, так и металла шва и зоны термического влияния при температурах технологических и сварочных нагревов и повышения водородостойкости.

В результате была разработана высокотехнологичная аустенитная свариваемая сталь марки 02X19H14TC-BI, микролегируемая алюминием, иттрием и кальцием, а также содержащей азот в определенном соотношении с углеродом и титаном, с контролируемой чистотой металла по остаточным вредным примесям – сере и фосфору, обеспечивающая более высокий уровень физико-механических, сварочно-технологических и служебных характеристик стали по сравнению с известными аналогами [1].

Выполнены химический, фазовый, металлографический, электронно-микроскопический анализ, анализ фазового состава и микроструктуры разработанной стали после длительного теплового старения, оценка ее коррозионной стойкости и водородопроницаемости, механические испытания.

Установлено, что разработанная сталь отличается от известных аналогов тем, что кроме углерода, кремния, марганца, хрома, никеля, титана, серы, фосфора и железа, она дополнительно содержит алюминий, иттрий, кальций при ограничении суммарного содержания следующих элементов:

- суммарное содержание алюминия и кремния не более 0,8%;
- суммарное содержание углерода и азота не более 0,025%;
- суммарное содержание серы и фосфора не более 0,04%.

Применение вакуумной выплавки, чистых шихтовых материалов, ограничение количества углерода (0,005-0,015%), азота (0,01-0,02%), титана (0,08-0,3%) и примесей позволило значительно снизить количество неметаллических включений в разработанной стали (0,5–1 балл) не только по сравнению с ближайшими аналогами типа 18-8, 15-15, но и с высококачественными стабилизированными аустенитными сталями и сплавами типа 20-45, применяемыми в атомной энергетике с использованием ВИП. В разработанной стали удалось также обеспечить более равномерное распределение неметаллических включений в материале: отсутствуют скопления фаз внедрения титана и направленное (строчечное) расположение фаз.

Модифицирование стали азотом в указанном соотношении с углеродом и титаном существенно улучшает структурную стабильность металла при рабочих температурах, способствуя формированию при соответствующей термообработке в достаточном количестве мелкодисперсных карбидных и нитридных фаз. Это обеспечивает снижение структурной неоднородности в металле и повышает энергию активации диффузионных процессов атомов водорода, т.е. уменьшает его термодинамическую активность в  $\gamma$ -железе. При этом обеспечение требуемого уровня водородопроницаемости и основных физико-механических характеристик стали в условиях длительного воздействия рабочих температур и коррозионно-активных водородосодержащих сред достигается за счет формирования устойчивой дислокационной структуры, определяющей оптимальную плотность активных плоскостей скольжения под действием эксплуатационных нагрузок.

Введение в предлагаемую сталь микролегирующих и модифицирующих добавок алюминия, иттрия и кальция улучшает ее структурную стабильность при рабочих температурах и, как следствие, весь комплекс основных физико-механических и служебных свойств, положительно влияет на снижение диффузионной подвижности атомов водорода в кристаллической решетке аустенитной стали.

Контролирование чистоты металла по остаточным вредным примесям сере и фосфору обеспечивает более высокий уровень физико-механических и технологических характеристик стали.

В разработанной стали не происходит значительное укрупнение дисперсных частиц и преимущественное выпадение их на границах зерен после старения в отличие от сталей обычной выплавки (сталь типа 03X18H13). Однако в результате старения несколько возрастают средние размеры частиц как внутри ( $\sim 40$  нм), так и на границах зерен ( $\sim 70$  нм), а также объемная плотность распределения частиц с  $10^{14}$  до  $2 \cdot 10^{14}$  см<sup>3</sup>. Внутри зерен дислокации расположены значительно равномернее, чем в стали типа 03X18H13 после соответствующей термообработки.

Таким образом, разработанная сталь 01X18H13ТЧ-ВИ обладает большей структурной стабильностью при повышенных температурах, имеет более тонкие и чистые границы зерен, повышенную прочность межкристаллитной связи, развитую поверхность межфазных границ (вследствие дисперсности и однородности выпадения частиц второй фазы). Методом микродифракции установлено, что они представляют собой карбонитриды типа Ti(C, N).

Установлено, что в разработанной стали по сравнению с известными аналогами наблюдается самый длительный инкубационный период формирования карбидных (и интерметаллидных) фаз и подтвержденное результатами микродифракционного фазового анализа достаточно равномерное распределение карбидных фаз в объеме зерна.

По результатам микроструктурного анализа в предлагаемой стали не обнаружено выделения карбидов хрома типа Cr<sub>23</sub>C<sub>6</sub> и  $\sigma$ -фазы при выдержках длительностью до 500 ч в отличие от известных аналогов, в которых в температурном интервале 500-750°C время до появления вторичных карбидных фаз со-

ставляло от нескольких минут до нескольких часов, а до появления интерметаллидной  $\sigma$ -фазы – от 50 до 500 часов.

В разработанной стали вследствие дисперсности и однородности выпадения частиц вторичной фазы обеспечена развитая поверхность межфазных границ, являющихся потенциальными стоками для радиационных дефектов. Этим достигается как относительная равномерность распределения радиационных дефектов в объеме, так и уменьшение их удельной концентрации. Такое структурное состояние способствует замедлению эволюции дислокационно-дефектной структуры и снижению радиационной повреждаемости в условиях нейтронного облучения в стали 02X19H14TЧ-ВИ по сравнению с аналогами типа 18-8 обычной выплавки с неоднородным, преимущественно граничным выпадением хромистых карбидов и  $\sigma$ -фазы. Также снижается склонность разработанной стали к низкотемпературному радиационному охрупчиванию (НТРО) по сравнению с аналогами типа 18-8 обычной выплавки вследствие замедления локализации пластической деформации и снижения темпа падения деформационной способности разработанной аустенитной стали, что увеличивает ее ресурс работы при температурах 300-450°C.

Показано, что разработанная сталь, не проявившая склонности к МКК в температурном интервале 500-650°C, после выдержек длительностью до 500 ч, обладает более высокой стойкостью против межкристаллитной коррозии по сравнению с аналогами типа 03X18H13 и 03X16H15M3Б с более высоким содержанием углерода (0,03%) при практически таком же содержании никеля, время до проявления склонности к МКК в которых в температурном интервале 500-750°C может составлять от 1 до 50 часов.

Определены механические характеристики разработанной стали в широком интервале температур, превосходящие характеристики отечественных и зарубежных аналогов при меньшем количестве углерода в его марочном составе вследствие развитой поверхности межфазных границ и высокой дисперсности карбидов и карбонитридов титана (табл. 1).

Таблица 1

Механические характеристики предлагаемой стали  
и ее нестабилизированных аналогов

Состав	Механические характеристики при 20 °С, не менее			
	$\sigma_B$ , МПа	$\sigma_{0,2}$ , МПа	$\delta$ , %	$\psi$ , %
01X17H12TЧ-ВИ	510	190	50	75
01X18H13TЧ-ВИ	530	200	46	75
02X19H14TЧ-ВИ	550	220	45	70
03X18H13	450	180	40	65
304L AISI	485	175	40	60
316L AISI	520	195	40	60
304 AISI	500	185	40	60
316 AISI	520	205	40	50

Выявлено повышение пластичности в температурном интервале склонности к НТРО и спрогнозировано увеличение ресурса разработанной стали в этом интервале в сравнении с известными аналогами, применяемыми в атомной энергетике для изготовления тонкостенных конструкций активной зоны реакторных установок. Установлено повышение горячей и холодной технологической пластичности предлагаемой стали по сравнению с известными аналогами.

Исследование водородопроницаемости позволило выявить концентрационные и температурные зависимости проницаемости водорода сквозь разработанную сталь и аналоги, анализ которых показал, что разработанная сталь обладает в 1,5-2 раза меньшей водородопроницаемостью по сравнению с ближайшими аналогами типа 18-8 и 18-13 и уступает только высоконикелевым сплавам, содержащим 35-45% никеля [1].

Водородопроницаемость разработанной стали и аналогов в интервале температур 300-700°C возрастает с повышением температуры по экспоненциальному закону  $P=P_0 \cdot \exp(-E/RT)$ , где  $P$  – водородопроницаемость материала;  $P_0$  – предэкспоненциальный множитель, зависящий от материала;  $E$  – энергия активации процесса водородопроницаемости;  $T$  – абсолютная температура;  $R$  – универсальная газовая постоянная.

Выявлены основные закономерности легирования аустенитных сталей и сплавов, обеспечивающие снижение в них диффузионной подвижности водорода и их водородопроницаемости: обеспечение содержания хрома в количестве 18-20%, увеличение количества никеля, введение в твердый раствор упрочняющих добавок молибдена, титана, ниобия и других элементов, увеличение количества алюминия до 0,5%, ограничение суммарного содержания примесей серы и фосфора, микролегирование иттрием, кальцием и азотом [1].

Предлагаемая сталь превосходит по механическим, технологическим характеристикам и водородостойкости ближайшие аналоги типа 18-8 и 18-13 и может быть рекомендована для изготовления тонкостенных конструкций высокотемпературных технологических систем атомной и водородной энергетике, подвергающихся длительному воздействию различных хлорсодержащих и водородосодержащих сред, в том числе для оболочек чехлования гидридных изделий, тепловыделяющих элементов и других узлов внутрикорпусных устройств реакторных установок.

Перспективным способом повышения водородостойкости тонкостенных конструкций атомной энергетике является создание защитных оксидных покрытий на поверхности аустенитных сталей в процессе их высокотемпературного окисления в различных газовых средах.

Проведены физико-химический анализ, локальный микрорентгеноспектральный анализ, микроструктурный и электронно-микроскопический анализ, измерение микротвердости оксидных пленок на поверхности разработанной стали 02X19H14ТЧ-ВИ и аналогов и измерение их водородопроницаемости в окисленном и исходном состоянии.

Получены зависимости привеса и толщины окисной пленки при окислении в различных газовых средах. Выявлено влияние легирующих элементов в стали на интенсивность процесса окисления в различных газовых средах. Пока-

зано, что наиболее жаростойкими в температурном интервале 650-750 °С являются разработанные стали, содержащие 18-20 % хрома, 0,3-0,5% алюминия, 12-14 % никеля и 0,05-0,1 % иттрия [2].

Выбраны рациональные режимы окисления исследованных материалов в различных газовых средах: в атмосфере паров воды, углекислого газа и воздуха. Выявлено наиболее интенсивное окисление исследованных материалов в атмосфере паров воды в температурном интервале 650-750 °С [2]. Выбран рациональный режим окисления в водяном паре при температуре 700 °С и с длительностью выдержки не менее 100 ч, обеспечивающий снижение водородопроницаемости во времени на порядок.

В связи с перспективностью применения аустенитных хромоникелевых коррозионно-стойких сталей и сплавов в водо-водяных реакторных установках исследовались кинетические зависимости проницаемости водорода из газовой фазы при одновременном воздействии водяного пара, как окислительной среды, на поверхность выхода водорода применяемой стали типа X18H10T и разработанной стали. Установлено, что при длительной эксплуатации в условиях одностороннего контакта оболочки с перегретым паром поток диффундирующего водорода сквозь металл с течением времени существенно снижается и уже примерно после 50-часовой выдержки при 600 °С уменьшается на 1,0-1,5 порядка, что свидетельствует о высокой стабильности защитных свойств образующейся оксидной пленки. Дальнейшее увеличение продолжительности выдержки не приводит к заметному снижению водородопроницаемости. После 50-часовой выдержки при 700 °С в условиях воздействия на металл перегретого пара и контакта металла с потоком водорода водородопроницаемость стали 06X18H10T без иттрия снижается примерно на 2 порядка, а предлагаемой стали 02X19H14ГЧ-ВИ, содержащей 0,1% иттрия, на 3 порядка [2].

На основании проведенных исследований предложен, апробирован и рекомендован способ химико-термической обработки аустенитных хромоникелевых сталей, включающий в себя многократное окисление образца в водяном перегретом паре при температурах 600-700°С с чередующимся восстановлением в среде водорода под давлением 0,1-0,15 Мпа продолжительностью не менее 50 часов. В результате такой обработки на поверхности металла образуется многослойная высокозащитная термодинамически стабильная оксидная пленка, состоящая из ромбоэдрических фаз типа  $Me_2O_3$  и шпинелей многокомпонентного состава  $FeCr_2O_4$  и  $FeAl_2O_4$  с более плотной упаковкой атомов в кристаллической решетке, препятствующая процессу адсорбции атомов водорода [2].

Формируемые оксидные пленки имеют сложное многослойное строение, соотношение толщин слоев которых, а также их общая толщина может значительно изменяться (от 5 до нескольких десятков мкм) в зависимости от содержания легирующих элементов и параметров химико-термической обработки в окислительной среде. С повышением в составе стали содержания хрома, а также ряда примесных элементов (алюминия, кремния и др.) в сочетании с микродобавками РЗМ увеличивается шпинельная составляющая в оксидном слое и толщина пленки существенно уменьшается.

Предложенный способ химико-термической обработки обеспечивает эффективное снижение коэффициента диффузии и водородопроницаемости обрабатываемой стали, в соответствии с данными таблицы 2. В разработанной стали и стали типа 18-8 после обработки по указанному режиму энтропийный член  $P_0$  в экспоненциальной зависимости водородопроницаемости  $P=P_0 \cdot \exp(-E/RT)$  снижается на 2 и 3 порядка соответственно при неизменной энергии активации процесса  $E$  (табл. 2).

Таблица 2

Константы проницаемости водорода технической чистоты сквозь хромоникелевые аустенитные стали в температурном интервале 300-700°C

Марка стали	$P_0$ , см <sup>3</sup> ·мм/см <sup>2</sup> ·с·атм	$E$ , ккал/г·атом	$P_{600\text{ }^\circ\text{C}}$ , см <sup>3</sup> ·мм/см <sup>2</sup> ·с·атм
02X19H14TC-BИ	$2,5 \cdot 10^{-5}$	15,1	$7,5 \cdot 10^{-6}$
06X18H10T	$3,2 \cdot 10^{-5}$	14,5	$1 \cdot 10^{-5}$
06X18H10T, окисление на воздухе	$3,6 \cdot 10^{-6}$	14,5	$1,1 \cdot 10^{-6}$
06X18H10T, окисление в водяном паре	$1,9 \cdot 10^{-6}$	14,5	$5,5 \cdot 10^{-7}$
02X19H14TC-BИ, окисление в водяном паре	$3 \cdot 10^{-6}$	15,1	$9 \cdot 10^{-8}$
06X18H10T, циклическое	$1 \cdot 10^{-7}$	14,5	$3 \cdot 10^{-8}$
02X19H14TC-BИ, циклическое окисление	$3 \cdot 10^{-8}$	15,1	$8 \cdot 10^{-9}$

Таким образом, в работе показана принципиальная возможность снижения водородопроницаемости разработанной аустенитной стали после химико-термической обработки по разработанному режиму на три порядка по сравнению с исходным состоянием. Эффективность снижения водородопроницаемости после химико-термической обработки существенно зависит от химического и фазового состава основного металла и для сталей типа 18-8, не содержащих добавок алюминия и иттрия, может быть на порядок ниже.

#### **Выводы по работе:**

Научная новизна выполненных исследований определяется:

- разработкой более экономичных коррозионно-стойких хромоникелевых сталей с умеренным содержанием никеля, микролегированных алюминием и иттрием, по жаростойкости не уступающих сплавам типа X20H45, что свидетельствует о возможности обеспечения их водородопроницаемости на уровне высоконикелевых сплавов после циклического окисления по разработанным режимам;
- разработкой способа химико-термической обработки деталей внутриреакторных устройств, позволяющего снизить водородопроницаемость разработанной аустенитной хромоникелевой стали после циклического окисления на три порядка по сравнению с неокисленным состоянием.

Практическая значимость выполненных исследований состоит в:

- разработке рекомендаций по рациональному выбору химического состава материала оболочки и применению разработанного режима циклического окисления для создания многослойных систем очехловки отдельных элементов и блоков гидридных изделий, обеспечивающих повышение их ресурса и надежности;

- обосновании получения материала с предельно низким уровнем проницаемости водорода за счет выбора рационального химического состава и применения разработанной химико-термической обработки.

Полученные в работе новые научные результаты нашли отражение при создании коррозионно-стойких конструкционных материалов с заданным уровнем проницаемости и были использованы при обосновании работоспособности оболочек чехлов для гидридных изделий и тепловыделяющих элементов ряда перспективных стационарных и транспортных АЭУ на стадии эскизного и технического проектирования.

#### Список литературы

1. Яковицкая М.В Ганзуленко О.Ю., Кириллов Н.Б., Петкова А.П. Исследование водородопроницаемости и оценка работоспособности аустенитных сталей и сплавов в водородосодержащих средах // Научно-технические ведомости СПбГПУ, сер. Наука и образование. - 2011. - №3. -С. 218-224.

2. Ганзуленко О.Ю., Кириллов Н.Б., Петкова А.П., Яковицкая М.В. Повышение водородостойкости аустенитных коррозионно-стойких хромоникелевых сталей для высокотемпературных технологических систем энергетических установок. Научно-технические ведомости СПбГПУ, сер. Наука и образование. - 2012. №3. -С. 252-257.

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

УДК 681.52

© И.В. Кмитина, А.В. Доронин

## **ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ЗАГРУЗКОЙ КАНАЛА СВЯЗИ В СИСТЕМЕ КОНТРОЛЯ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛИНИЙ**

Рассматривается применение нейросетевых технологий для распознавания изображений состояния конвейерных линий и принятия решения о дальнейшей передаче этого изображения по каналу связи для предотвращения возникновения аварийной ситуации.

Розглядається застосування нейромережевих технологій для розпізнавання зображень стану конвеєрних ліній і прийняття рішення щодо подальшої передачі цього зображення по каналу зв'язку з метою запобігання виникнення аварійної ситуації.

Application of neural network technologies is examined for image recognition of conveyer lines state and making decision about further this image transfer on a communication channel for prevention appearance of emergency situation.

**Вступление.** На сегодняшний день высокая аварийность на шахтах Украины является всем известной проблемой. Большинство шахт характеризуется сложными горно-геологическими условиями, предельно устаревшим шахтным фондом с отработавшим нормативные сроки оборудованием. Роли горного диспетчера не уделяется должное внимание как одной из ключевых фигур оперативного управления шахтой, устранения предаварийных ситуаций, локализации и ликвидации аварий в начальной стадии их возникновения.

Среди основных причин аварийности на угольных шахтах выделяется высокая пожароопасность ленточных конвейеров. Ленточные конвейеры применяются для транспортирования горной массы. Места пересыпа горной массы с конвейера на конвейер требуют контроля из-за возможной заштыбовки и возникновения простоев добычи, также необходимо фиксировать уровень горной массы в бункерах и других загрузочных устройств. Существующие на сегодняшний день комплексы аппаратуры автоматизированного управления конвейерными линиями, такие как АУК-10ТМ, ДУКЛ-2М, РКЛД-2 и САУКЛ, контролирующие завал перегрузочных пунктов, не отвечают современным требованиям к автоматизации конвейерных линий. К таким требованиям относятся увеличение объема информации, выводимой на пульт горного диспетчера, повышение показателей надежности элементов системы контроля, сокращение времени на нахождение повреждений и ликвидацию аварийных состояний. Дистанционное управление должно осуществляться одним оператором с центрального пункта, связанного системой сигнализации и контроля со всеми объектами управления.

Экстренное отключение конвейера производится только в трех случаях: при останове конвейера с линии, при обрыве ленты и заштыбовке мест перегрузки. В связи с тем, что экстренное отключение является весьма тяжелым режимом для конвейера, то необходимо предотвращать возможную заштыбовку.

**Анализ публикаций.** Для улучшения обзора и повышения безопасности работы конвейерной линии в [1] была предложена и обоснована система видеоконтроля мест пересыпа. Эта система предусматривает отображение на мониторе диспетчера изображений, по которым визуально можно определить уровень угля на конвейерной ленте и возможные отклонения от нормы (отсутствие угля на ленте). Заметив динамичное уменьшение уровня угля на ленте, диспетчер может произвести предупредительный сигнал о возможной заштыбовке, тем самым предупредив экстренное отключение конвейера.

При значительном количестве контролируемых мест сеть может не справиться с передачей огромного потока данных, что приведет к временным задержкам и несвоевременному предотвращению аварии.

**Постановка задачи.** Обосновать необходимость использования распознавания изображений о состоянии контролируемого объекта и применить методику, которая бы давала логическую оценку ситуации для достижения максимального сокращения простоев добычи угля по вине конвейерного транспорта.

**Изложение.** Структурная схема сети передачи данных с использованием полевой шины CAN представлена на рис. 1.

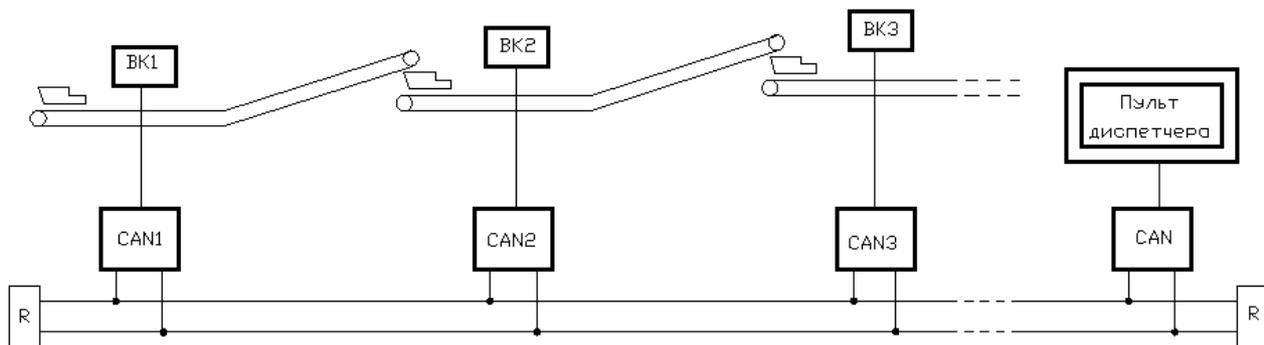


Рис. 1. Структурная схема сети передачи данных:

ВК – видеокамера, CAN – контроллер, R – резисторы сопротивлением 120 Ом

Важнейшая проблема проектирования, которая существует в сетях с ретрансляцией кадров – управление перегрузкой. Большое количество производственных задач и ситуаций может быть описано системами массового обслуживания. Моделирование можно выполнить не только с использованием известной теории массового обслуживания, существуют также специализированные языки программирования. Для дискретных систем широкое распространение получил пакет моделирования GPSS World. Таким образом, математическим моделированием в среде GPSS получена зависимость загрузки канала CAN сети от интервала опроса камер и их количества между контроллером и сервером в диспетчерской (рис. 2). Исходными данными для расчета были: черно-белые изображения со средним объемом 5 Кбайт, пропускная способность канала передачи данных 10 Кбит/с (при протяженности CAN-шины 5000 м), интервал опроса камер наблюдения от 30 до 240 с, число камер от 5 до 25.

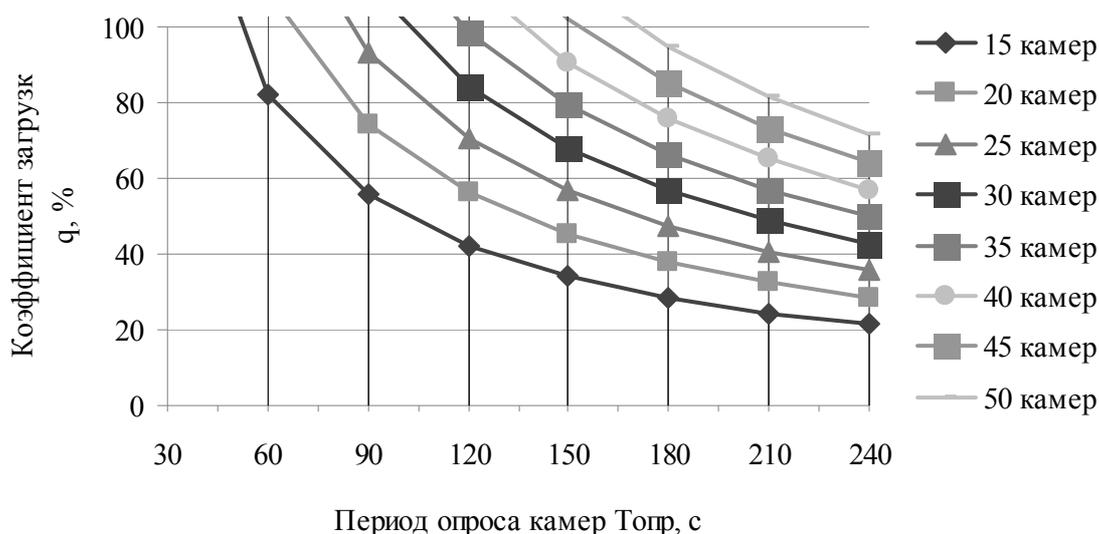


Рис. 2. Зависимость загруженности канала связи от интервала опроса и количества камер

Из графика видно, что при одном количестве установленных камер наблюдения для увеличения пропускной способности канала или достижения

приемлемой загрузки канала связи, а это не более 80%, необходимо уменьшить интенсивность опроса камер. Увеличение периода опроса камер может негативно отразиться на качестве системы автоматизированного контроля.

Большая часть снимаемых изображений о состоянии конвейерной ленты не несет важной информации о вероятной аварийной ситуации и лишь использует ресурсы сети передачи данных. Следовательно, правильным будет исключить из передачи изображения, которые не содержат полезной для диспетчера информации. Необходимо передавать на пульт управления диспетчера те изображения, на которых с высокой вероятностью будет отображена возможная заштыбовка перегрузочных мест или другими словами предаварийная ситуация. Таким образом, возникает задача определения и распознавания изображений, которые несут информацию о возможной заштыбовке. Такая задача может быть решена с помощью нейросетевых технологий.

Существует два классических метода распознавания изображений с помощью нейронных сетей, а именно: распознавание изображений с применением комбинации сетей Кохонена и Гроссберга и применение многослойного персептрона с прямым методом распространения погрешности [2]. Оба этих метода являются надежными с рядом преимуществ и недостатков. В данной статье предлагается рассмотреть нестандартный способ решения задачи распознавания (классификации) изображений.

В отличие от выше упомянутых классических методов, данный метод предусматривает предварительную обработку исходных данных (изображений). Изображение размерностью  $320 \times 240$  пикселей с глубиной цветопередачи 8 бит в формате данных jpeg имеют вид 3-х мерного множества (рис. 3). Где координаты  $x$  и  $y$  соответствуют местоположению каждого пикселя с глубиной цветопередачи  $z$ .

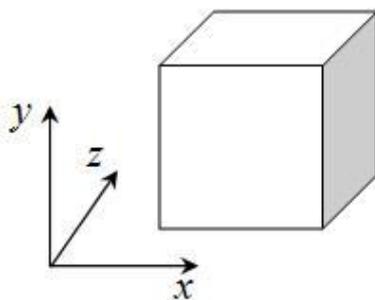


Рис. 3. Схематическое представление матрицы изображения

Суть предложенного метода сводится к следующему. Матрица преобразуется из трехмерного множества вначале в двухмерное по принципу

$$y_i = \sum_{j=1}^k z_{ji}$$

где  $k$  – глубина цвета изображения в битах, а затем двухмерное множество

$$x_i = \sum_{j=1}^m y_{ji}$$

преобразуется в одномерное по принципу

Для тренировки нейронной сети в качестве исходных данных использовались 30 изображений содержащих информацию о наличии либо отсутствии заштыбовки. В результате применения выше указанного алгоритма исходные изображения преобразуются во множество размерностью  $320 \times 30$ . Как показала практика, такое множество также обладает излишней информативностью, поэтому было принято решение об усреднении уже преобразованного множества до размерности  $160 \times 30$ . Полученный массив данных является входным множеством для тренировки синтезируемой математической модели нейронной сети.

В результате применяемого алгоритма преобразования данных в вектор признаков исходные наборы изображений (рис. 4) принимают, соответственно, вид некоторых зависимостей (рис 5).

Множество, полученное в результате обработки исходного набора изображений, подаётся на вход математической модели нейронной сети.

Для реализации данной задачи была выбрана многослойная гетерогенная нейронная сеть прямого распространения. Входной слой нейронной сети имеет 160 нейронов, что соответствует размерности преобразованных данных. Выходной слой содержит 1 нейрон, что соответствует желаемому выходу, а именно классу, к которому относится подаваемое на вход нейронной сети преобразованное изображение.



Рис. 4. Примеры исходных изображений

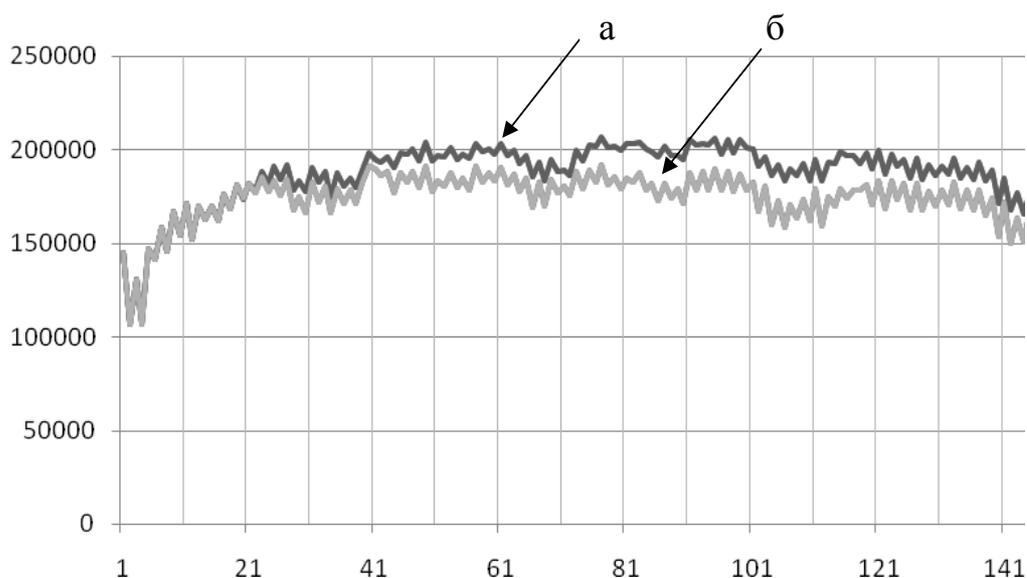


Рис. 5. Вид векторов признаков

В современных литературных источниках [2, 3] описываются несколько методов вычисления числа нейронов во внутреннем слое. На практике, в ряде случаев, в особенности при неявно выраженной зависимости входных данных и желаемого выхода нейронной сети, данные методы являются малоэффективными. Данная задача относится к таким случаям. Решение такой проблемы заключается в постепенном увеличении числа слоев и нейронов в них от минимального рассчитанного значения. Расчет может быть произведен исходя из следующего соотношения [3]:

$$L \geq \frac{m \cdot N}{(1 + \log_2 N)(m + n)},$$

где  $L$  – число нейронов в скрытом слое,  $N$  – число элементов обучающей выборки,  $m$  – размерность входного вектора,  $n$  – размерность вектора желаемых выходных значений.

Синтезированная математическая модель нейронной сети имела два скрытых слоя, первый скрытый слой содержал 110 нейронов, второй – 95 нейронов.

Входной и скрытые слои имели логистические функции (S-функции) активации выходной слой – линейную, что соответствует рекомендациям в [2]. В качестве алгоритма тренировки был выбран алгоритм масштабированных сопряженных градиентов, при этом производилась минимизация суммы квадратов отклонения от целевой функции. Точность тренировки составляла  $10^{-3}$ .

Необходимо отметить, что в процессе тренировки кроме упомянутого алгоритма масштабированных сопряженных градиентов также были опробованы и другие алгоритмы с различными комбинациями использования функций активации слоев и подбором числа скрытых слоев и нейронов в них. Среди апробированных алгоритмов были: алгоритм Левенбега-Марквардта; алгоритм обратного распространения с использованием метода секущих; классический алгоритм обратного распространения и другие.

Тестирование натренированных моделей производилось на 100 различных изображениях с информацией о наличии заштыбовки мест пересыпа и на 100 различных изображениях с отсутствием заштыбовки. Тестовые наборы данных не входили в состав входного множества. Результаты представлены на рисунке 6.

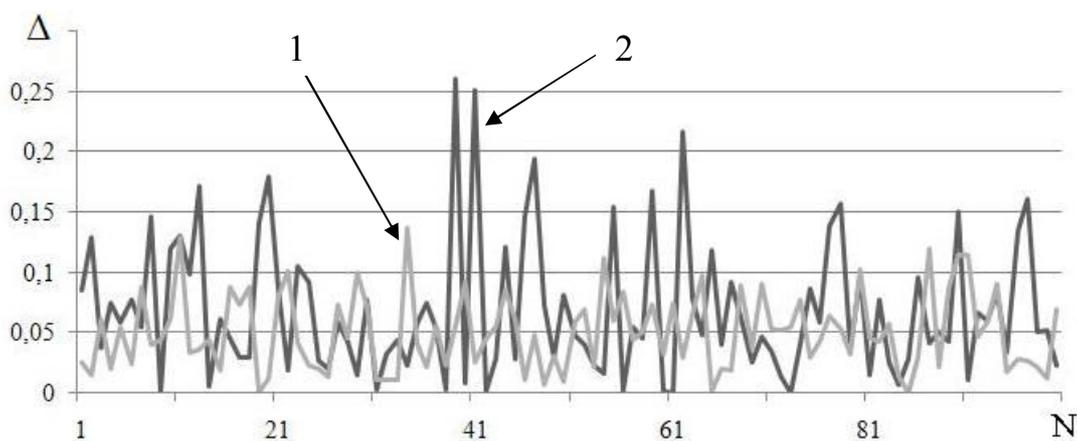


Рис. 6. Относительные погрешности распознавания

На рисунке 6 приведены зависимости относительной погрешности распознавания натренированной математической моделью нейронной сети, где  $\Delta$  – модуль относительной погрешности выхода нейронной сети от эталонного значения,  $N$  – номер тестового изображения. Кривая 1 характеризует зависимость относительного погрешности распознавания от эталонных значений для изображений, на которых есть заштыбовка, а кривая 2 – для изображений без заштыбовки.

**Выводы.** Обоснована необходимость использования и разработан новый подход к решению задачи распознавания изображений. Показано, что полученные результаты тестирования натренированной математической модели нейронной сети обеспечивают достаточно низкий уровень относительной погрешности. Данный метод способен обеспечить анализ информации поступающих на вход изображений и принятие решения о передаче или не передаче их по каналу связи. Применение нейросетевых технологий позволяет адекватно оценить ситуацию для достижения максимального сокращения простоев добычи угля по вине конвейерного транспорта.

#### Список литературы

1. Цвиркун Л.И. Применение математического моделирования для анализа системы видеоконтроля технологических процессов угольной шахты / Л.И. Цвиркун, И.В. Кмитина // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2008. – №31. – С. 94–98.
2. Хайкин С. Нейронные сети: полный курс / С. Хайкин. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2006. – 1104 с.
3. Дьяконов В. Математические пакеты расширения MATLAB. Специальный справочник / В. Дьяконов, В. Круглов. – СПб.: Питер, 2001. – 480с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.  
Надійшла до редакції 15.10.2012*

УДК 621.313

© Н.В. Омельченко, А.В. Борисевич

### **ВАРИАНТ РЕАЛИЗАЦИИ ВЕКТОРНОГО УПРАВЛЕНИЯ АСИНХРОННЫМ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЕМ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЛИНЕАРИЗАЦИИ ОБРАТНОЙ СВЯЗЬЮ**

Рассматривается приближенный к практическому применению алгоритм векторного управления асинхронным электродвигателем с использованием линеаризации обратной связью. Управление построено на основе приведения нелинейной модели двигателя к линейной системе с помощью линеаризующей обратной связи и применения ПИ-регуляторов для ее стабилизации. Даны результаты экспериментальной реализации системы.

Розглядається наблизений до практичного застосування алгоритм векторного керування асинхронним електродвигуном з використанням лінеаризації зворотним зв'язком. Управління побудовано на основі приведення нелінійної моделі двигуна до лінійної системи за допомогою линеаризуючим зворотного зв'язку та застосування ПІ-регуляторів для її стабілізації. Дано результати експериментальної реалізації системи.

Considered close to the practical application of the algorithm for vector control induction motor using feedback linearization. Control is based on the transforming nonlinear induction motor model to a linear system using the linearizing feedback and using PI controllers for stabilization. Results of an experimental realization of the system are given.

**Введение.** Линеаризация обратной связью – один из популярных методов реализации нелинейных систем управления и регулирования [1]. Несмотря на глубокую математическую теорию, описывающую те или иные аспекты применения метода линеаризации обратной связью, сам подход имеет простую интуитивную интерпретацию: нелинейная обратная связь – это подстановка, нейтрализующая нелинейности исходного объекта управления.

В статье [2] произведено объективное сравнение традиционного векторного управления с ориентацией по полю (field oriented control) и регулятора, построенного на основе линеаризации по обратной связи. Не смотря на то, что по результатам моделирования, регулятор с применением линеаризующей обратной связи показал лучшие характеристики в динамических режимах, не было ничего сказано о практической реализации предлагаемого контроллера.

Модель двигателя в пространстве состояний задается следующей системой уравнений [2].

$$\begin{aligned}\dot{\omega} &= p^2 \frac{M_{sr} \phi_r i_{sq}}{J L_r} - \frac{p T_m}{J} \\ \dot{\phi}_r &= -\tau_r^{-1} \phi_{rd} + \tau_r^{-1} M_{sr} i_{sd} \\ i_{sd} &= \beta \tau_r^{-1} \phi_r - \tau_1^{-1} i_{sd} + \omega_s i_{sq} + \frac{u_{sd}}{L_1} \\ i_{sq} &= -\beta \omega \phi_r - \tau_1^{-1} i_{sq} - \omega_s i_{sd} + \frac{u_{sq}}{L_1}\end{aligned}\quad (1)$$

в которой используется следующая параметризация

$$\begin{aligned}\tau_r &= \frac{L_r}{R_r}, \mu = p^2 \frac{M_{sr}}{J L_r}, \beta = \frac{M_{sr}}{L_r L_1} \\ L_1 &= L_s - \frac{M_{sr}^2}{L_r}, R_1 = R_s + R_r \left( \frac{M_{sr}}{L_r} \right)^2, \tau_1 = \frac{L_1}{R_1}\end{aligned}\quad (2)$$

где  $R_s$ ,  $R_r$  – соответственно сопротивления статора и ротора,  $L_s$ ,  $L_r$  – индуктивности статора и ротора,  $M_{sr}$  – взаимная индуктивность. Пространство состояний формируют токи статора  $(i_{sd}, i_{sq})$ , магнитный поток ротора  $\phi_r$  и электрическая скорость вращения ротора  $\omega$ . Входными переменным являются напряжения статора  $u_{sd}$  и  $u_{sq}$ .

Электромагнитный момент, развиваемый на валу, может быть записан как произведение магнитный потока ротора на ток статора:

$$T_{em} = p \frac{M_{sr}}{L_r} (i_{sq} \phi_{rd} - i_{sd} \phi_{rq})\quad (3)$$

где  $p$  – число пар полюсов.

Синхронная скорость  $\omega_s$ , учитывающая скорость скольжения, может быть записана следующим образом:

$$\omega_s = \omega + \frac{M_{sr}i_{sq}}{\tau_r\phi_r} \quad (4)$$

Целью управления являются установка квадрата магнитного потока ротора  $y_1 = \phi_r^2$  и механической скорости  $y_2 = \omega/p$ .

Первое дифференцирование выходов дает

$$\begin{aligned} \dot{y}_1 &= -2\tau_r^{-1}\phi_r^2 + 2M_{sr}\tau_r^{-1}\phi_r i_{sd} \\ \dot{y}_2 &= \dot{\omega}/p = \mu\phi_r i_{sq}/p - T_m/J \end{aligned} \quad (5)$$

После повторного дифференцирования, входы  $u_1$  и  $u_2$  наконец появляются в явном виде:

$$\begin{aligned} \begin{pmatrix} \ddot{y}_1 \\ \ddot{y}_2 \end{pmatrix} &= \begin{pmatrix} b_1 \\ b_2 \end{pmatrix} + \begin{pmatrix} a_{11} & 0 \\ 0 & a_{21} \end{pmatrix} \\ b_1 &= \frac{2}{\tau_r^2}(2 + \beta M_{sr})\phi_r^2 - \left(3\frac{M_{sr}}{\tau_r} + \frac{M_{sr}}{\tau_1}\right)\frac{2i_{sd}\phi_r}{\tau_r} + 2M_{sr}\omega_s\frac{i_{sq}\phi_r}{\tau_r} + 2M_{sr}^2\frac{i_{sd}^2}{\tau_r^2} \\ b_2 &= -\mu\phi_r(i_{sq}\tau_1^{-1} + i_{sq}\tau_r^{-1} + \omega_s i_{sd}) + \mu\tau_r^{-1}M_{sr}i_{sd}i_{sq} - \mu\beta\omega\phi_r^2 \\ a_{11} &= \frac{2M_{sr}\phi_r}{\tau_r L_1} \\ a_{22} &= \mu L_1 \phi_r \end{aligned} \quad (6)$$

В матричном виде модель (6) может быть записана следующим образом:

$$\ddot{y} = B(x) + A(x) \cdot u \quad (7)$$

где  $x = (\omega, \phi_r, i_{sd}, i_{sq})^T$ ,  $B(x) = \begin{pmatrix} b_1 \\ b_2 \end{pmatrix}$ ,  $A(x) = \begin{pmatrix} 0 & a_{12} \\ a_{21} & 0 \end{pmatrix}$

Объект управления (7) может быть охвачен нелинейной обратной связью

$$u = A(x)^{-1}[v - B(x)] \quad (8)$$

которая преобразует систему (6) в линейную систему вида

$$\ddot{y} = v \quad (9)$$

В работе [2] для управления (9) был использован пропорционально-дифференциальный (ПД) регулятор, применение которого на практике фундаментально дает ряд проблем снижения устойчивости к шумам в цепях обратной связи. Авторы так и не смогли добиться приемлемой устойчивости работы регулятора как при моделировании системы в MATLAB/Simulink с учетом гауссовского шума измерения тока  $i_{sd}, i_{sq}$ , так и на экспериментальной установке. Среди возможных вариантов практической реализации можно выделить прекомпенсацию измеряемых сигналов  $i_{sd}, i_{sq}$  [3,4], или использование наблюдателей для оценки значений производных  $\dot{y}$  [5].

**Модифицированный вариант линеаризации по обратной связи.** В настоящей работе предлагается другой подход к управлению (6), основанный на двух петлях обратной связи: внутренней для стабилизации токов  $i_{sd}, i_{sq}$  и внешней для управления выходами  $y_1, y_2$ . В результате используются только пропорционально-интегральные (ПИ) регуляторы и структура системы напоминает классическое управление с ориентацией по полю (ФОС-управление) с той лишь разницей, что выход каждого ПИ-регулятора пропускается через соответствующее нелинейное преобразование координат.

Внутренний контур стабилизации токов реализован с помощью нелинейной обратной связи, через которую пропускаются сигналы управления  $v_{sd}, v_{sq}$

$$\begin{aligned} u_{sd} &= L_1(v_{sd} - \omega_s i_{sq}) \\ u_{sq} &= L_1(v_{sq} + \beta \omega \phi_r + \omega_s i_{sd}) \end{aligned} \quad (10)$$

что дает развязанную линейную динамику токов

$$\begin{aligned} \dot{i}_{sd} &= v_{sd} + \beta \tau_r^{-1} \phi_r - \tau_1^{-1} i_{sd} \\ \dot{i}_{sq} &= v_{sq} - \tau_1^{-1} i_{sq} \end{aligned} \quad (11)$$

Регулирование (11) может быть осуществлено с помощью простого ПИ-регулятора

$$v = K_p(i^{ref} - i) + K_i \int_0^t (i^{ref}(\tau) - i(\tau)) d\tau \quad (12)$$

где  $i^{ref}$  – уставка соответствующего тока.

Соответствующей настройкой коэффициентов  $K_p$  и  $K_i$  можно добиться точного соответствия  $i_{sd} \approx i_{sd}^{ref}$ ,  $i_{sq} \approx i_{sq}^{ref}$ , что позволяет проигнорировать динамику регулирования токов.

Обратимся к внешнему контуру регулирования для управления выходами  $y_1 = \phi_r^2$  и механической скорости  $y_2 = \omega/p$ , динамика которых задается уравнением (5). Линеаризующая обратная связь выглядит следующим образом:

$$\begin{aligned} i_{sd} &= \frac{\tau_r}{2M_{sr}\phi_r} (v_1 + 2\tau_r^{-1}\phi_r^2) \\ i_{sq} &= \frac{p}{\mu\phi_r} v_2 \end{aligned} \quad (13)$$

которая преобразует (5) в линейную систему при условии, что  $\phi_r \neq 0$

$$\begin{aligned} \dot{y}_1 &= v_1 \\ \dot{y}_2 &= v_2 - T_m/J \end{aligned} \quad (14)$$

Следует заметить, что для выхода  $y_2$  преобразование (13) осуществляет линеаризацию динамики, но оставляет возмущение  $T_m/J$ , которое должно быть

подавлено интегральным компонентом ПИ-регулятора. Таким образом, получаем динамику системы с замкнутой обратной связью

$$\begin{aligned} \dot{y}_1 &= K_{p1}(y_1^{ref} - y_1) \\ \dot{y}_2 &= K_{p2}(y_2^{ref} - y_2) + K_{i2} \cdot e_2 - T_m/J \\ \dot{e}_2 &= y_2^{ref} - y_2 \end{aligned} \quad (15)$$

где  $y_1^{ref}$  и  $y_2^{ref}$  – уставки соответствующих выходов.

**Моделирование в Simulink.** Для верификации предложенного подхода было проведено моделирование векторного управления с линеаризацией в среде MATLAB/Simulink. Структура модели представлена на рис. 1.

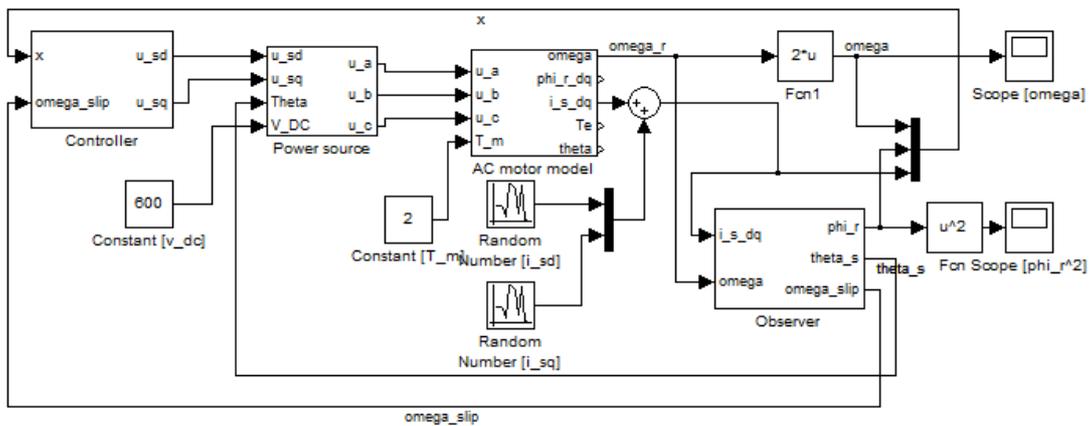


Рис. 1. Модель для тестирования векторного управления с линеаризацией в Simulink

Содержимое блока Controller представлено на рис. 2. Модель регулятора состоит из следующих основных блоков

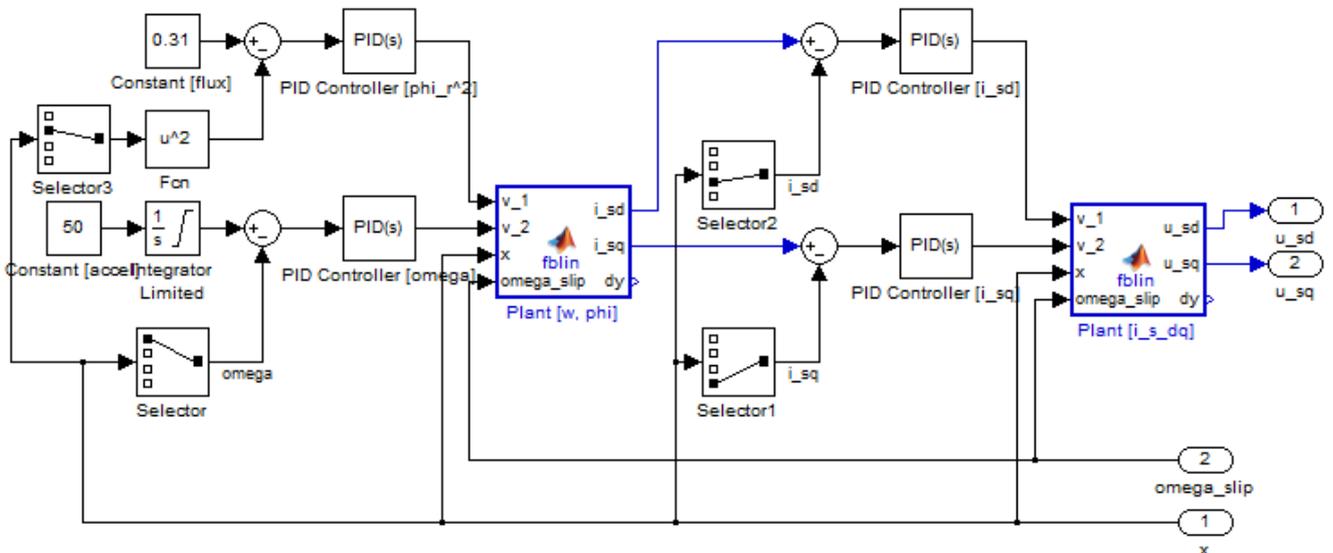


Рис. 2. Модель системы управления асинхронным электродвигателем в Simulink

Для повышения адекватности моделирования к сигналам тока статора  $i_{sd}$  и  $i_{sq}$  добавлен аддитивный гауссовский шум с дисперсией 0,005, получаемый от источника псевдослучайных чисел, что соответствует случайной ошибке измерения тока 15 мА.

Параметры модели двигателя представлены в таблице 1.

Таблица 1

Параметры моделирования

Обозначение	Значение	Описание
$P$	0,37	номинальная мощность, кВт
$M_{sr}$	0,8	индуктивность намагничивания, Гн
$R_s$	23	сопротивление статора, Ом
$R_r$	12	сопротивление ротора, Ом
$L_s$	0,93	индуктивность статора, Гн
$L_r$	0,93	индуктивность ротора, Гн
$J$	0,013	механическая инерция, кг м <sup>2</sup>
$p$	2	количество пар полюсов
$T_m$	2	механическая нагрузка, Н м
$\omega$	100	электрическая скорость, рад/сек

Результаты моделирования приведены на рис. 3. Из полученных данных видно, что при наличии шумов в измерительном канале алгоритм управления дает приемлемые характеристики управления. В частности, точность регулирования скорости вращения составляет 0,2 % и точность поддержания магнитного потока – 2 %.

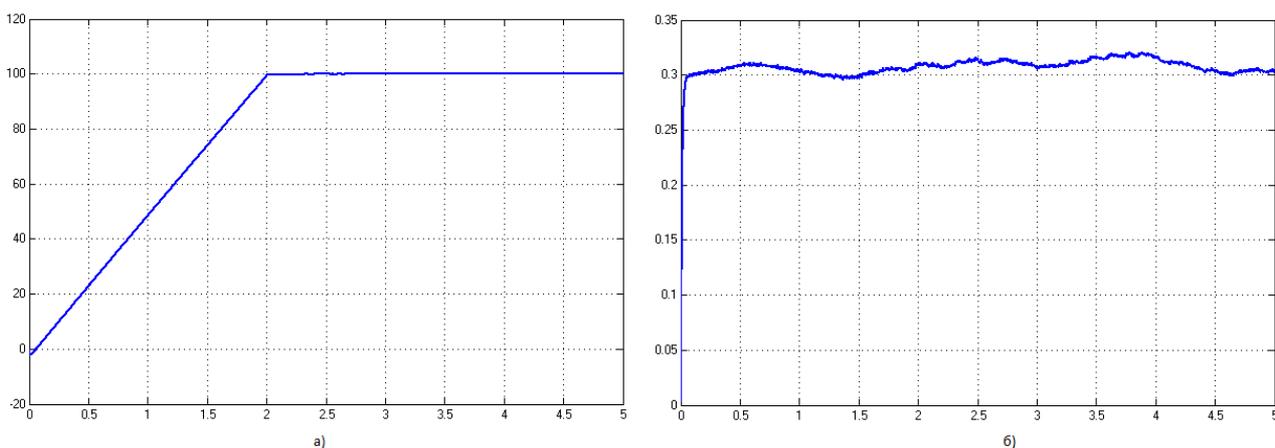


Рис. 3. А) Зависимость скорости вращения двигателя  $\omega(t)$  от времени. Цель управления – плавный разгон за 2 секунды до скорости 100 рад/сек. Б) Зависимость магнитного потока  $\phi_r(t)$  от времени. Цель управления – поддержание магнитного потока ротора на значении 0,31 Вб

**Экспериментальная реализация.** В настоящем разделе мы опишем результаты экспериментальных исследований для проверки и тестирования предложенного подхода по минимизации энергопотребления. Общий вид установки показан на рис. 4. Трехфазный асинхронный двигатель связан с управляемым механическим тормозом, с помощью которого возможно задание момента на валу.



Рис. 4. Общий вид экспериментальной установки для тестирования векторного управления.

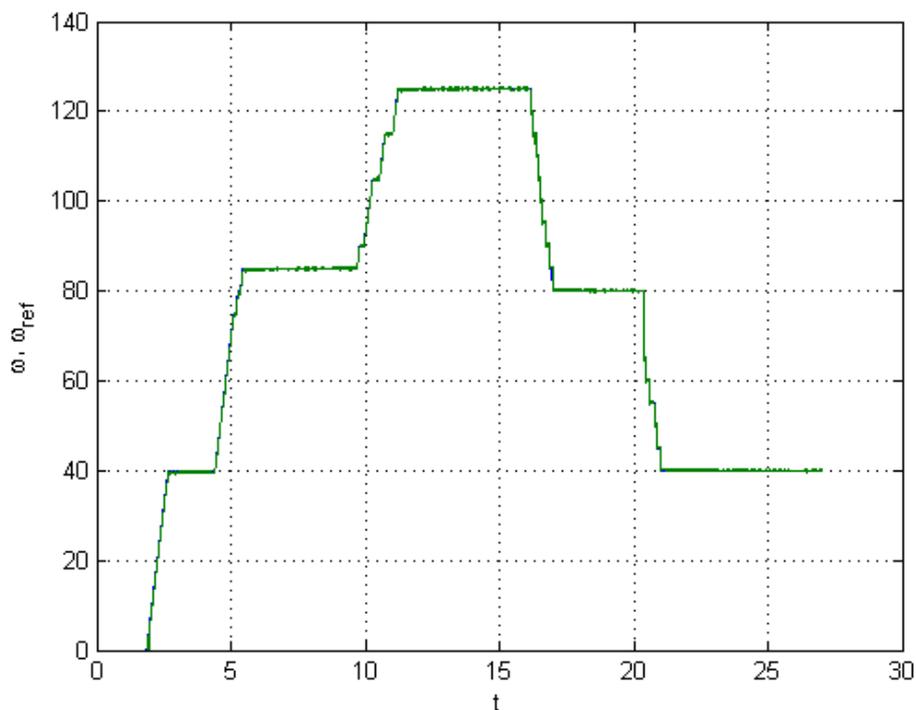


Рис. 5. Зависимость актуальной скорости вращения двигателя  $\omega(t)$  и уставки скорости  $\omega_{ref}(t)$  от времени.

В качестве платформы для реализации алгоритмов управления использован контроллер dSPACE DS5202, который является аппаратной платформой (hardware target) для автоматической генерации кода по моделям MATLAB Simulink. Таким образом модели алгоритмов, реализованные в Simulink без изменений были протестированы на реальном асинхронном двигателе. Для силового питания двигателя использовался модифицированный частотный преобразователь MoviTrac, ШИМ сигналы управления транзисторами поступали непосредственно с контроллера dSPACE.

В эксперименте были воспроизведены условия, аналогичные использованным при моделировании, а именно тормозящий момент  $T_m = 2$  Н м. Результаты эксперимента по регулированию скорости показаны на рис. 5.

Из полученных результатов видно, что скорость вращения двигателя  $\omega(t)$  строго соответствует уставке  $\omega_{ref}(t)$ , отклонения не превышают 0,8 %.

**Заключение.** В настоящей статье были рассмотрены некоторые аспекты практической реализации векторного управления асинхронным электродвигателем с применением линеаризации обратной связью. Предложен вариант управления, отличающийся от аналогичных отсутствием необходимости численного дифференцирования сигналов обратной связи. Управление построено на основе приведения нелинейной модели двигателя к линейной системе с помощью линеаризующей обратной связи и применения ПИ-регуляторов для ее стабилизации.

Предложенный подход был реализован в Simulink, в результате чего удалось проверить работоспособность алгоритма управления с присутствием шумов в измерительных каналах. Далее полученные модели алгоритма управления были аппаратно реализованы в составе экспериментальной установки с асинхронным электродвигателем, инвертором и управляемым тормозом. В результате экспериментов показано, что регулятор с линеаризацией по обратной связи показывает приемлемые динамические и статические характеристики.

Дальнейшая работа будет сосредоточена на разработке и реализации векторного бездатчикового управления с линеаризацией обратной связью, а также реализацией алгоритмов на микроконтроллере STM32.

#### Список литературы

1. Ким Д.П. Теория автоматического управления. Т.2 Многомерные, нелинейные оптимальные и адаптивные системы: учеб. пособие. / Д.П. Ким. - М.: ФИЗМАТЛИТ, 2004. - 464 с
2. A. Fekih, F.N. Chowdhury. On nonlinear control of induction motors: comparison of two approaches. // Proceeding of American Control Conference, – 2004, – Volume 2, – pp. 1135-1140.
3. M. Abdelaziz, K. Ghedjati. Control by feedback linearization of the torque and the flux of the induction motor // ISTASC'07 Proceedings of the 7th Conference on 7th WSEAS International Conference on Systems Theory and Scientific Computation – Volume 7, 2007 – pp. 84-90.
4. Amir Farrokh Payam. An Adaptive Input-Output Feedback Linearization Controller for Doubly-Fed Induction Machine Drives // Serbian Journal of Electrical Engineering, – Vol. 5, No. 1, – May 2008, – pp. 139-154.
5. C. Gastaldini, H. Grundling. Speed-sensorless induction motor control with torque compensation // 13th European Conference on Power Electronics and Applications, EPE'09, – 2009, – pp. 1-8.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.  
Надійшла до редакції 15.10.2012*

## ИЗУЧЕНИЕ СОВРЕМЕННЫХ СРЕДСТВ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ В ВУЗЕ

Приведены сведения о разработанной авторами технической базы изучения средств автоматизации, реализуемых на основе программируемых логических контроллеров. Описана структура изложения учебного материала в техническом ВУЗе.

Наведено відомості про розроблену авторами технічну базу вивчення засобів автоматизації, що реалізуються на основі програмованих логічних контролерів. Описана структура викладу навчального матеріалу в технічному ВНЗ.

The information on the authors' study of the technical base of automation implemented on programmable logic controllers. We describe the structure of the presentation of educational material in a technical university.

Применение программируемых логических контроллеров (ПЛК) для реализации систем автоматического управления позволяет решать задачи локальной, централизованной и децентрализованной автоматизации, управлять дискретными и непрерывными объектами, дает возможность удаленного доступа к настройкам и актуальным данным [1]. При этом обеспечивается легкость в подключении, настройке и замене, надежность, самоконтроль, резервирование, возможность интегрирования в системы диспетчерского управления и сбора данных (SCADA). ПЛК применяются в различных отраслях промышленности: металлургической, машиностроительной, пищевой, текстильной, химической и других.

Использование SCADA систем совместно с ПЛК позволяет визуализировать технологический процесс, отслеживать его параметры и реагировать на их изменения, контролировать качество выпускаемой продукции [2]. Получаемые данные используются не только для контроля технологического процесса, но и для анализа и статистики.

Внедрение новых производственных линий и модернизация имеющихся улучшает управление процессами, повышает качество продукции, уменьшает энергозатраты. Для решения этих задач используется ПЛК совместно со SCADA системами. Новое оборудование и программное обеспечение обуславливают потребность в специалистах соответствующего уровня квалификации, их подготовка осуществляется кафедрами автоматизации прикладных технических ВУЗов.

Основной особенностью учебного процесса в этих ВУЗах является перенос акцента с лекционного (теоретического) курса на лабораторный (практический). Лекционный курс обеспечивает знакомство с терминологией и получение базовых знаний по дисциплине, лабораторный – доступ к физическим объектам для получения практических навыков работы с ними.

Авторами статьи совместно с компанией “СВ Альтера” на базе кафедры “Автоматизация и компьютерные системы” Национального горного университета, подготовлен лекционный курс и создана учебная лаборатория “Совре-

менные средства автоматического управления на базе ПЛК”, представленная на рис. 1.



Рис. 1. Учебная лаборатория “Современные средства автоматического управления на базе ПЛК”

Лекционный курс включает изучение архитектуры ПЛК, структуры программного обеспечения, базовых функций, функций таймеров и счетчиков, функциональных блоков ПИД регулятора.

Лабораторный курс включает построение дискретных систем управления, дискретных систем управления с обратной связью, непрерывных систем управления, непрерывных систем управления с обратной связью.



Рис. 2. Общий вид стендов: модели шахтного водоотлива; привода позиционирования поворотного затвора; теплового объекта с исполнительным механизмом интегрирующего типа; теплового объекта (слева направо)

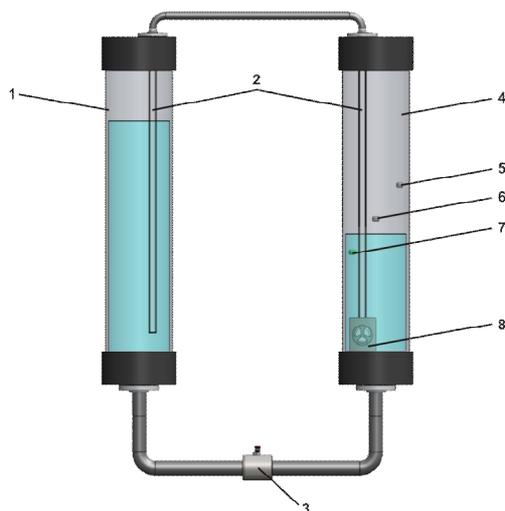


Рис. 3. Структура физической модели шахтного водоотлива: 1 – колба притока; 2 – трубка; 3 – заслонка; 4 – колба имитирующая водосборник; 5 – датчик аварийного уровня; 6 – датчик верхнего уровня; 7 – датчик нижнего уровня; 8 – насос

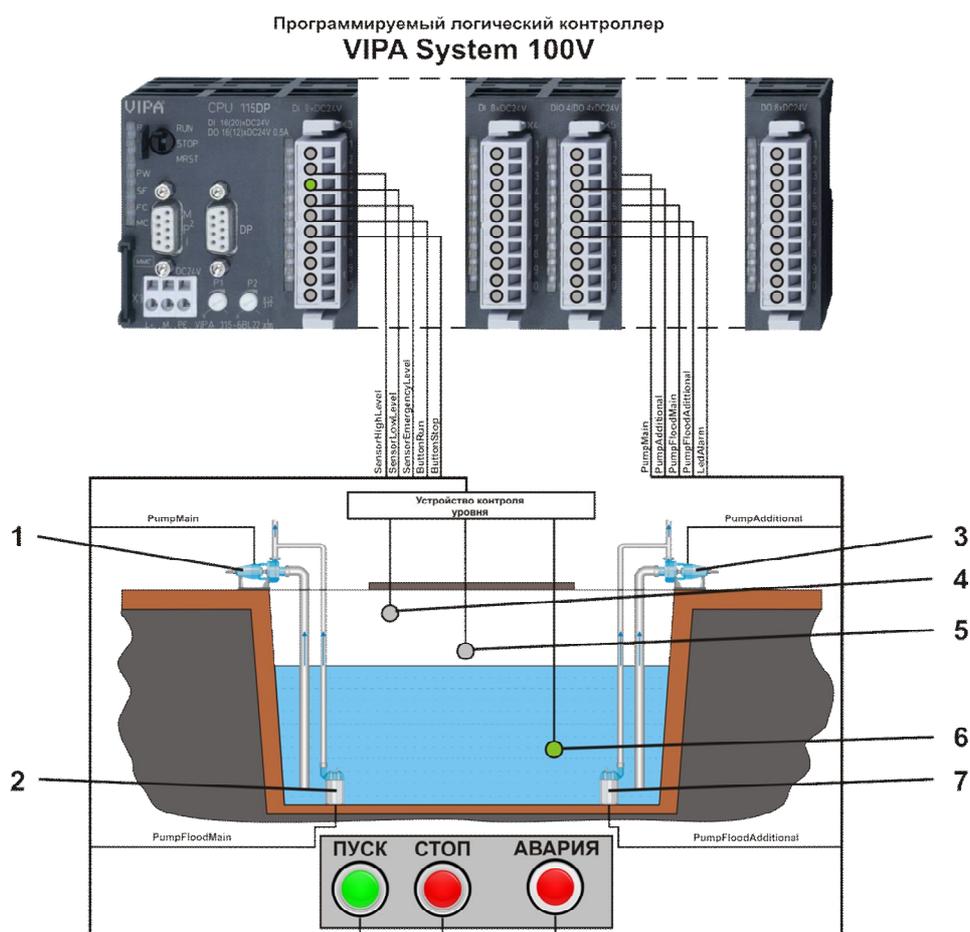


Рис. 4. Структура демонстрационной модели шахтного водоотлива: 1 – индикатор основного насоса; 2 – имитатор заливочного насоса основного насоса; 3 – имитатор дополнительного насоса; 4 – индикатор датчика аварийного уровня; 5 – индикатор датчика верхнего уровня; 6 – индикатор датчика нижнего уровня; 7 – имитатор заливочного насоса дополнительного насоса

Для лабораторного курса разработаны стенды, построенные на базе ПЛК производства компании VIPA (рис. 2):

- модель шахтного водоотлива;
- привод позиционирования поворотного затвора;
- тепловой объект;
- тепловой объект с исполнительным механизмом интегрирующего типа.

Структура стенда шахтного водоотлива представлена на рис. 3, 4. Стенд состоит из физической модели шахтного водоотлива и демонстрационной модели системы управления шахтным водоотливом. Система управления реализована на базе ПЛК VIPA System 100V. Решаемые задачи:

- запуск и останов системы управления;
- контроль уровня воды;
- включение и выключение насосов;
- обработка временных задержек;
- обработка аварийных ситуаций;
- подсчет количества аварий.

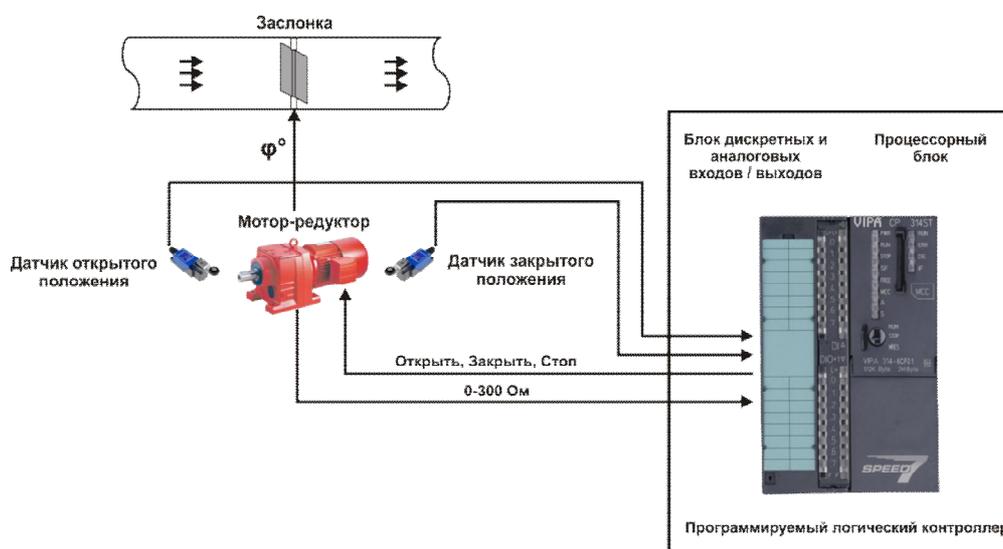


Рис. 5. Структура стенда привода позиционирования дискового затвора

Структура стенда привода позиционирования дискового затвора представлена на рис. 5. Система управления реализована на базе ПЛК VIPA System 300S. Решаемые задачи:

- контроль положения по концевым датчикам;
- открывание и закрывание заслонки;
- работа с аналоговыми входами;
- контроль положения заслонки по обратной связи;
- контроль положения заслонки по времени.

Структура стенда теплового объекта представлена на рис. 6. Система управления реализована на базе ПЛК VIPA System 200V. Решаемые задачи:

- работа с аналоговыми входами и выходами;
- идентификация объекта управления;
- управление по контуру нагревателя;

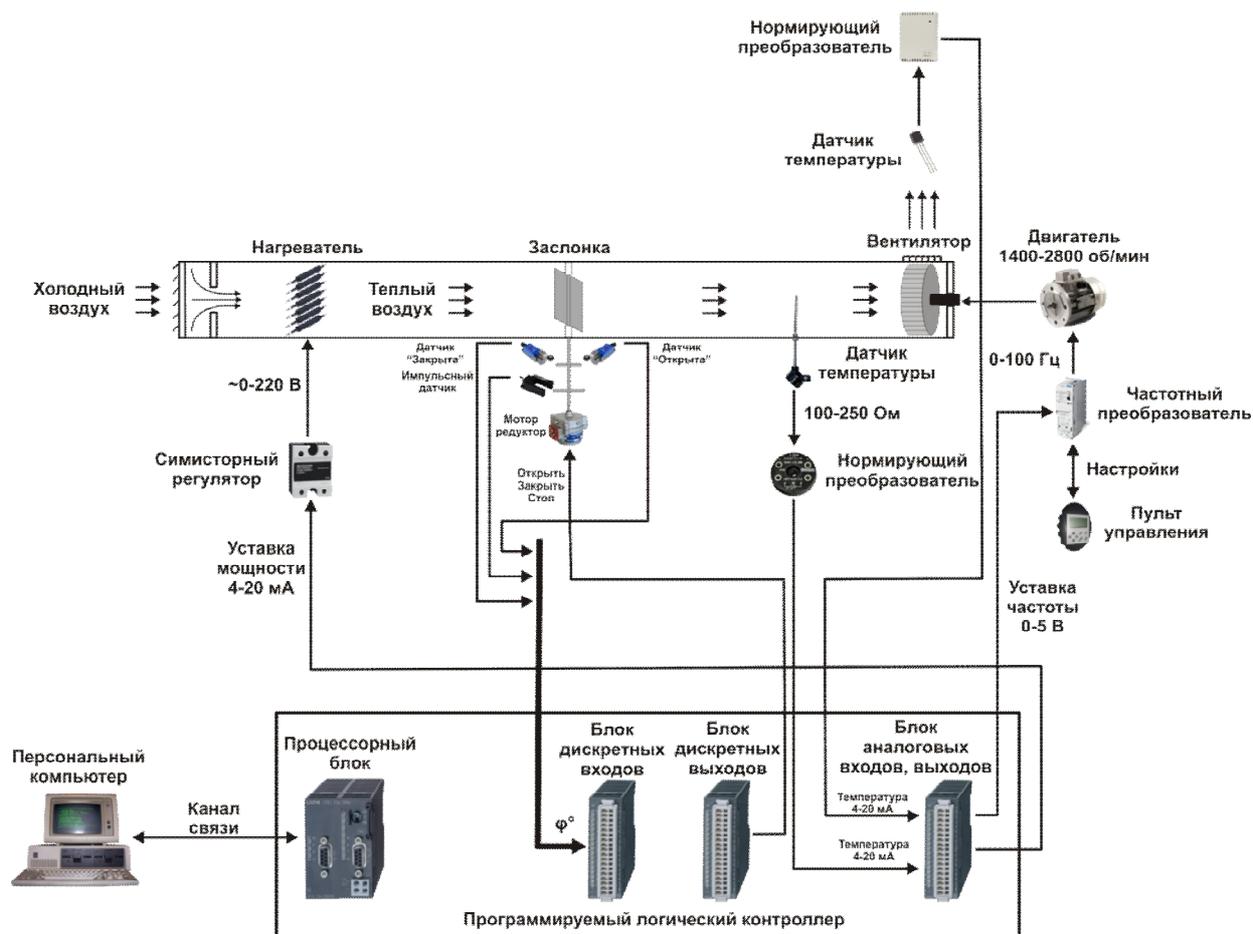


Рис. 6. Структура стенда теплового объекта

- управление по контуру вентилятора;
- двухконтурное управление.

Структура стенда теплового объекта с исполнительным механизмом интегрирующего типа представлена на рис. 7. Система управления реализована на базе ПЛК VIPA System 300S. Решаемые задачи:

- работа с аналоговыми входами и выходами;
- идентификация объекта управления;
- управление интегрирующим исполнительным механизмом;
- контроль предельных положений исполнительного механизма;
- создание возмущающего воздействия.

Программирование всей линейки ПЛК компании VIPA выполнено в интегрированной среде разработки WinPLC7, поддерживающей языки стандарта МЭК 61131-3: STL, FBD, LAD [3].

Визуализация работы и управление стендами выполнены с помощью "HMI/SCADA ZENON". Для каждого стенда разработан человеко-машинный интерфейс (рис. 8).

Студенты в процессе выполнения лабораторных работ:

- изучают структуру контроллера;
- изучают подключение датчиков и исполнительных механизмов;
- проектируют структуру программного обеспечения в виде направленного графа состояний;

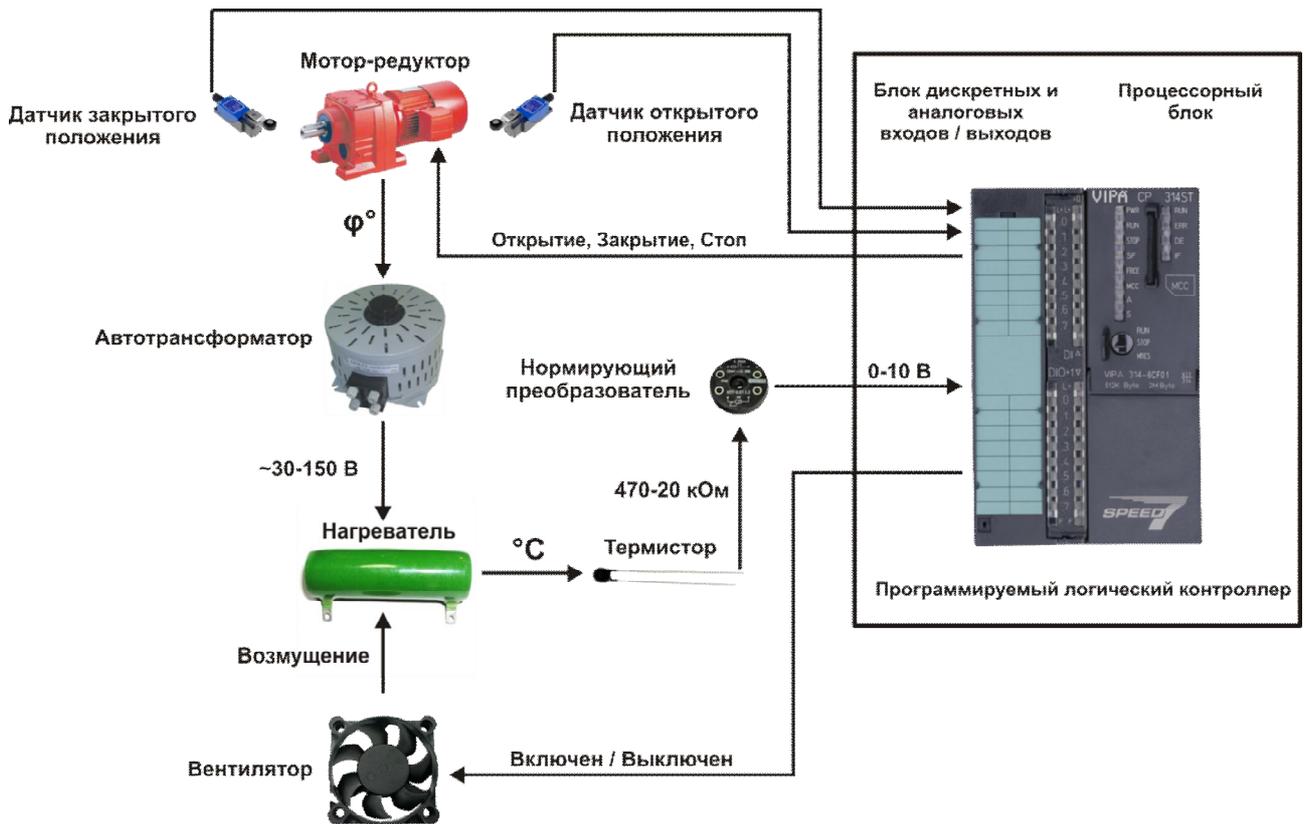


Рис. 7. Структура стенда теплового объекта с исполнительным механизмом интегрирующего типа

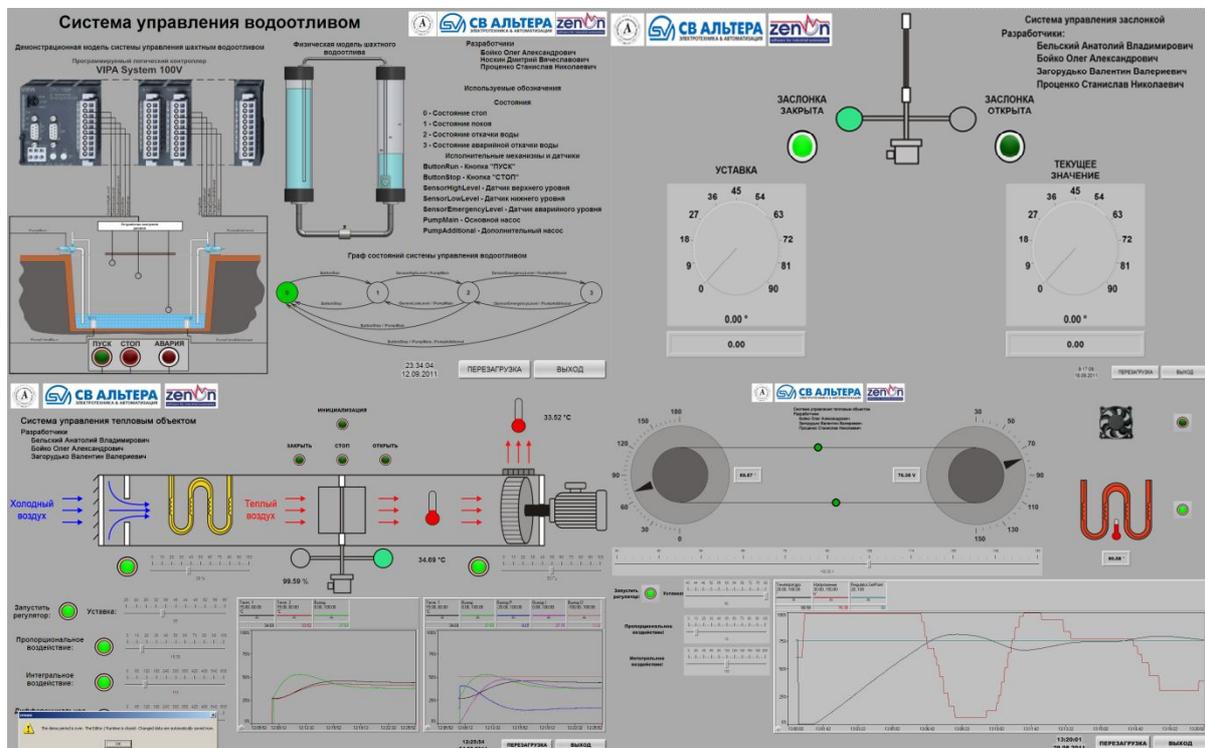


Рис. 8. Четыре человеко-машинных интерфейса для разработанных стендов

- осваивают интегрированную среду разработки WinPLC7;
- разрабатывают программное обеспечение системы управления на базе ПЛК с использованием языка FBD;
- выполняют отладку программного обеспечения на симуляторе в среде разработки;
- проверяют адекватность разработанного программного обеспечения на стенде с визуализацией процесса работы системы управления с помощью “HMI/SCADA ZENON”.

Дальнейшее развитие данного направления предполагает:

- расширение возможностей стендов добавлением HMI панелей;
- реализацию доступа к стендам из сети Интернет (виртуальная лаборатория);
- создание лекционного и лабораторного курсов разработки человеко-машинного интерфейса на базе “HMI/SCADA ZENON”.

#### Список литературы

1. Петров И.В. Программируемые контроллеры. Стандартные языки и инструменты. / Под. ред. проф. В.П. Дьяконова. – М.: СОЛОН-Пресс, 2003. – 256 с.: ил.
2. Денисенко В.В. Компьютерное управление технологическим процессом, экспериментом, оборудованием. – М.: Горячая линия-Телеком, 2009. – 608 с.: ил.
3. Парр Э. Программируемые логические контроллеры: руководство для инженера. / Э. Парр; пер. 3-го англ. изд. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2007. – 516 с.: ил.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.  
Надійшла до редакції 15.10.2012*

УДК 004.4

© А.Н. Николаенко, Н.А. Миняйло, А.В. Телин, А.А. Янченко

### **РАЗРАБОТКА ТРЕНАЖЕРА МНОГОУРОВНЕВОЙ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ИЗВЕСТКОВО-ДРОБИЛЬНЫМ ОТДЕЛЕНИЕМ**

Рассматривается вопрос повышения эффективности подготовки и обучения специалистов – автоматчиков и технологов на тренажерах многоуровневых АСУТП. Разработан тренажер, который позволяет раскрыть особенности управления технологическим процессом подготовки известняка и изучить взаимодействие технических узлов многоуровневой АСУТП.

Розглядається питання підвищення ефективності підготовки та навчання фахівців – автоматчиків і технологів на тренажерах багаторівневих АСУТП. Розроблено тренажер, який дозволяє розкрити особливості управління технологічним процесом підготовки вапняку та вивчити взаємодію технічних вузлів багаторівневої АСУТП.

The issue of efficiency training and education professionals – engineers and gunners in the trainer multi-level control system. Developed a simulator that allows to reveal the peculiarities of the process control training to study the interaction of limestone and technical units in multi-level control system.

**Введение.** Современное производство – это комплекс технологических процессов и автоматизированных систем управления. Чтобы обеспечить выпуск высококачественной продукции при максимальной производительности агрегатов нужны хорошие специалисты, которые обладают не только знаниями, но и навыками, позволяющими принимать четкие решения и выполнять правильные действия как в штатных так и в аварийных ситуациях.

Подготовка специалистов и повышение квалификации обслуживающего персонала на действующем оборудовании связана с определенными неудобствами, потерей времени и риском для производства. Эффективнее это делать на специальных тренажерах. Однако существующие разработки в этом направлении [1-4] ориентированы на технологов, в то время как наладку и обслуживание АСУТП осуществляют специалисты по автоматизации.

**Постановка задачи.** Работа производственного участка или технологической линии определяется не только грамотными действиями оператора-технолога, но и уровнем подготовки инженеров, настраивающих и обслуживающих АСУТП. Поэтому необходимость повышения уровня квалификации специалистов этой категории мотивирует работы по созданию тренажеров, на которых можно обыгрывать производственные ситуации с автоматизированного рабочего места оператора верхнего уровня и одновременно отслеживать на экране ЭВМ функционирование программы контроллера нижнего уровня АСУТП.

**Изложение основного материала.** Разработка тренажера осуществлялась для участка известково-дробильного отделения агломерационного цеха ОАО «Запорожсталь», состоящего из 58 агрегатов, которые выполняют функции транспортировки, накопления, дозирования, дробления и отсева известняка [5]. Управление технологическим процессом в отделении реализуется с помощью релейно-контактной аппаратуры и предполагает наличие трех режимов работы: местный, местный заблокированный и дистанционный. Основным режимом является дистанционный, в котором производится запуск всего оборудования и управление его работой со щита оператора. Местный и местный заблокированный режим используется при отладке или ремонте оборудования.

Тренажер, структурная схема которого приведена на рис. 1, разработан на базе двух ЭВМ, связанных между собой по сети MPI. Первая ЭВМ имитирует работу программируемого логического контроллера, а вторая – АРМ оператора-технолога.

Перечень задач и функций, которые выполняют ЭВМ, регламентированы задачами и функциями технологических агрегатов участка.

На ЭВМ, имитирующей работу контроллера, можно выполнять симуляцию сигналов, поступающих с первичных преобразователей, компоновку контроллера, реализацию алгоритмов управления агрегатами, запрограммированных на языках стандарта МЭК 61131-3, отладку работы контроллера при различных режимах и командах, передачу информации на АРМ оператора, прием информации с АРМ оператора.

На ЭВМ, имитирующей АРМ оператора, можно выполнять прием информации с контроллера, визуализацию состояния агрегатов и механизмов, формирование управляющих воздействий, реализацию алгоритмов обработки состоя-

ния графических элементов, отладку работы АРМ-оператора при различных режимах и командах, передачу информации в контроллер.

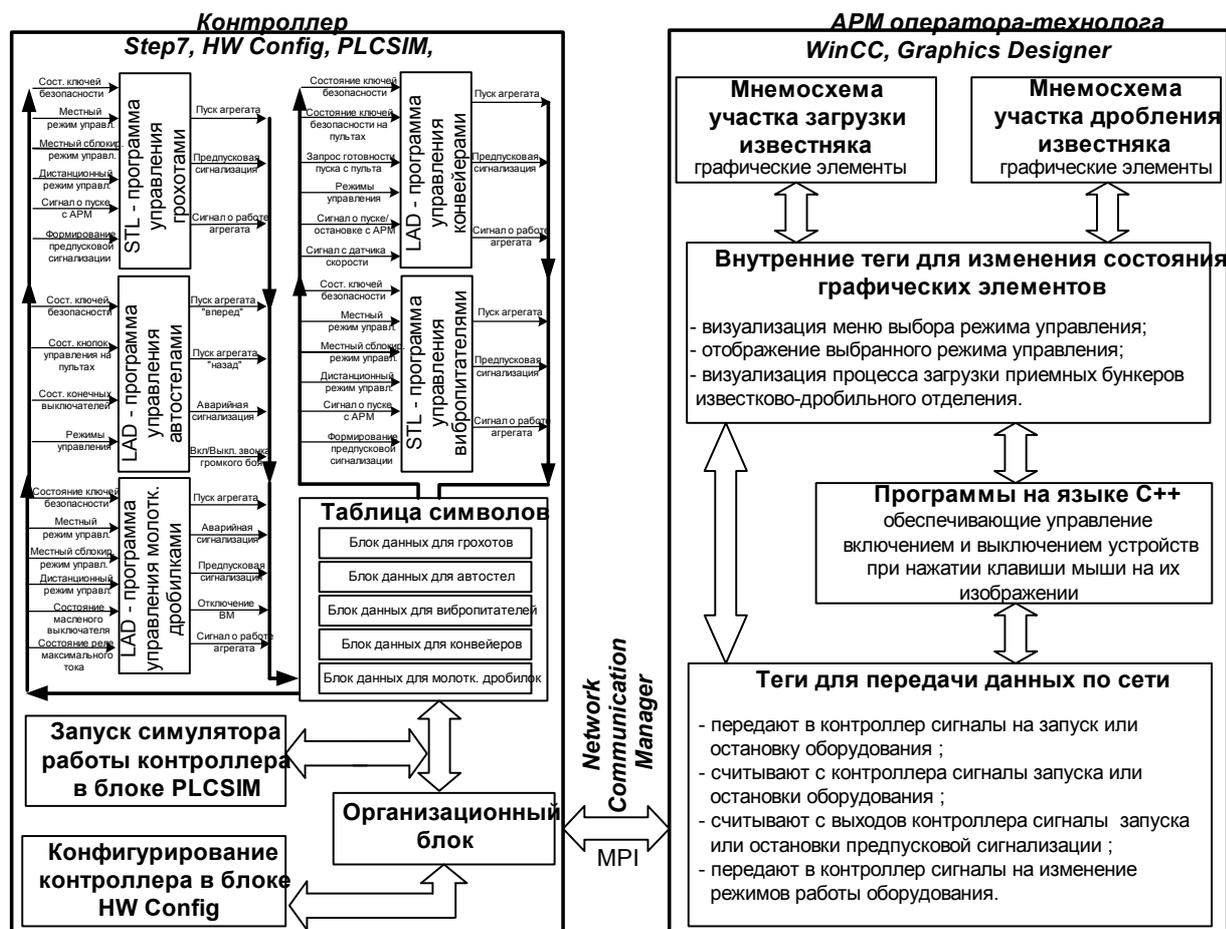


Рис. 1. Структурная схема тренажера

Сетевой обмен между двумя ЭВМ позволяет не только обмениваться данными, но и тестировать работу этих узлов, передавая соответствующие команды.

Инженер-автоматчик, участвующий в наладке и тестировании работы многоуровневой системы управления, имеет возможность работать с узлом контроллера и АРМ автономно и совместно. При этом в каждой из ЭВМ можно вносить изменения и анализировать работу внутренних программ и программ осуществляющих межзадачную обработку данных.

В качестве технического обеспечения тренажера были выбраны две персональные ЭВМ офисного исполнения и имеющие следующие технические характеристики. Процессор – Intel(R) Pentium(R) Dual CPU E2160 1.80 ГГц, оперативная память 512Мб, видеоадаптер – Intel(R) G33/G31 Express Chipset, сетевые устройства – Atheros L1 Gigabit Ethernet 10/100/1000Base-T Controller.

Для разработки прикладных программ тренажера использовалась серия пакетов фирмы Siemens. Для реализации узла «контроллер» использовались: SIMATIC Manager(Step 7), HW Config, PLCSIM. Реализация АРМ-оператора осуществлялась в SCADA – системе WinCC и графическом редакторе Graphics Designer. Конфигурация и диагностика системной шины связи между узлами выполнялась в программном модуле Network Communication Manager.

Разработка прикладного программного обеспечения для узла контроллера осуществлялась на основе принципиальных электрических схем, реализующих алгоритм управления известково-дробильным отделением.

Конфигурация контроллера выполнена с учетом количества и типа сигналов, используемых для управления агрегатами (табл. 1), необходимого объема памяти под разработанные прикладные программы, а также протокола обмена данными между узлами тренажера.

Таблица 1

Перечень оборудования и сигналов для управления

Тип устройства	Количество устройств	Количество сигналов управления	
		Входные	Выходные
Приёмные бункера отделения	4	-	-
Бункера молотковых дробилок	3	-	-
Бункера дроблёного известняка	12	-	-
Вибропитатели	20	80	40
Конвейеры	19	434	52
Вентиляторы для охлаждения двигателей дробилок	3	18	6
Молотковые дробилки	3	-	-
Грохоты	14	70	50
Автостелы	2	28	10

*Программное обеспечение ЭВМ контроллера.* Основой программного обеспечения контроллера является организационный блок, в котором все агрегаты программно связаны в одну структуру. Созданная в проекте таблица символов насчитывает около 1300 глобальных переменных различного типа.

При обработке принципиальных электрических схем выявлены однотипные подходы к управлению различными агрегатами. Это позволило создать специализированные функциональные блоки (ФБ) пользователя и упростить написание главной программы.

Для управления грохотами и вибропитателями на языке STL создан ФБ, программа которого состоит из трех частей, реализующих запуск агрегата в соответствии с выбранным режимом работы, формирование для АРМ сигнала о работе агрегата и предупредительную сигнализацию.

Пуск конвейеров в работу производится после подачи двух предупредительных сигналов длительностью 10с и 3с с интервалом времени – 30с. Предусловием начала работы является замкнутое состояние ключей безопасности, путевых выключателей и натяжной станции, не сработавшая защита двигателя и подтверждение запуска. Управление работой конвейеров предусматривает разгон и торможение двигателей по времени.

Программа ФБ разработана на языке LAD и состоит из 10 фрагментов управления, которые реализуют:

- функции запроса и ответа готовности пуска с пультов управления, находящихся в начале и конце каждого конвейера;
- включение предупусковой сигнализации по заданному алгоритму и осуществление выбранного режима работы конвейера;
- контроль скорости и отключение предупусковой сигнализации;
- формирование для АРМ сигнала о работе агрегата;
- запуск, разгон и торможение конвейера.

Управление реверсивными конвейерами осуществляется аналогично. Отличие составляет только наличие реверса в их движении. Чтобы изменить направление работы конвейера нужно остановить его и выбрать новое положение ключа на местном пульте управления или дать команду с АРМ. При смене направления движения происходит шунтирование цепей управления связанными агрегатами. Фрагмент программы ФБ, обеспечивающей формирование предупусковой сигнализации и запуск конвейера с учетом выбранного направления движения приведен на рис. 2.

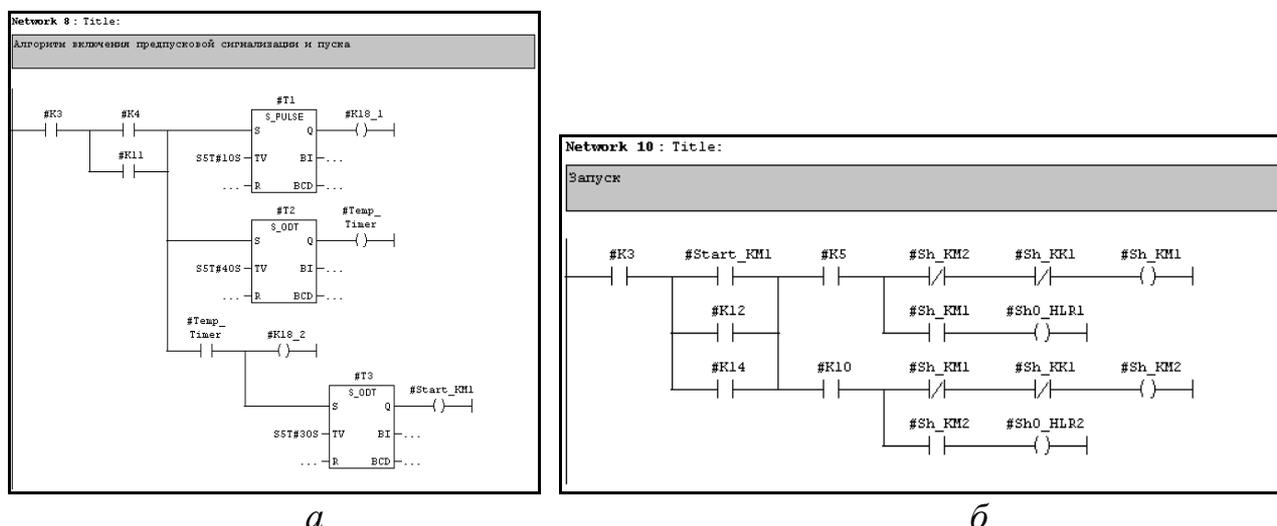


Рис. 2. Прикладные программы на LAD языке:

*а* - формирование сигналов предупусковой сигнализации; *б* - запуск конвейера исходя из выбранного направления движения

Управление работой автостел осуществляется в двух режимах: точечном и челноковом. Точечный режим применяется для обеспечения загрузки выбранного бункера, а в челноковом режиме автостела передвигается вдоль бункеров и равномерно распределяет материал. Запуск автостелы происходит после замыкания всех ключей безопасности, выбора режима работы и выбора направления движения. Начало работы автостелы сопровождается звуковой сигнализацией. В челноковом режиме автостела изменяет направление движения на противоположное при достижении крайнего бункера.

Разработанная на языке LAD программа ФБ состоит из 7 фрагментов, которые реализуют управление движением автостелы, с учетом выбранного режима работы, выдержку времени (30 с) перед пуском автостелы, формирование

для АРМ сигнала о работе автостелы, запуск конвейера «вперед», запуск конвейера «назад», формирование аварийной сигнализации.

Программа ФБ, осуществляющего управление молотковыми дробилками состоит из 12 сегментов, которые реализуют токовую отсечку и защиту от перегрузки, защиту от замыкания на землю, индикацию работы агрегата, пуск и останов дробилки, формирование сигналов предупредительной сигнализации, формирование для АРМ сигнала о направлении движения конвейера.

Для реализации работы тренажера, сигналы от датчиков имитировались программно путем написания макроса посылки сигналов на вход программируемого логического контроллера. Имитация работы реального контроллера реализована в модуле S7-PLCSIM программного пакета Step 7.

*Программное обеспечение АРМ оператора.* Для узла АРМ оператора тренажера с помощью встроенных в SCADA-систему элементов разработаны:

- интерфейс пользователя, с визуализацией хода технологического процесса;
- на языке С++ программы управления и выбора режимов работы отдельных агрегатов и всего отделения;
- сетевой обмен данными с ЭВМ, имитирующей работу контроллера, по сети MPI.

Для отображения хода технологического процесса, а также реализации алгоритмов управления и выбора режимов работы было использовано 123 внутренних тега и 419 тегов связи по сети MPI.

Все объекты на мнемосхеме связаны с тегами и изменяют своё состояние в зависимости от их значения, а теги по сети MPI связаны с узлом «контроллера».

Визуализация хода технологического процесса представлена в виде мнемосхем, разработанных в графическом дизайнере (Graphics Designer) SCADA-системы WinCC v6.0, состоящих из двух экранов: участок дробления и участок загрузки (рис. 3).

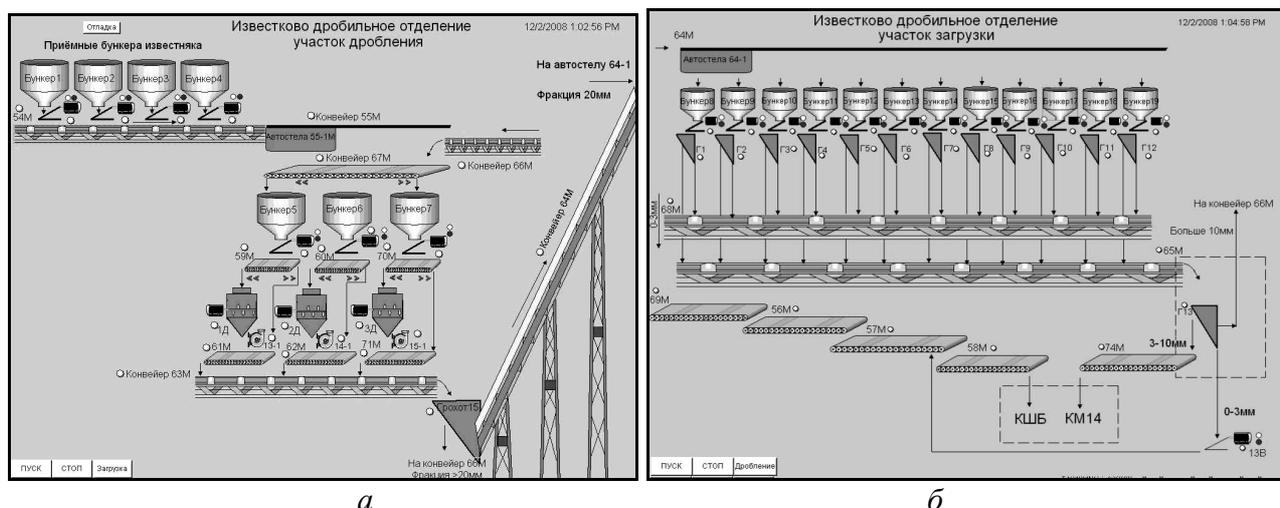


Рис. 3. Мнемосхемы АРМ оператора:

а - экран участка дробления известняка; б - экран участка загрузки известняка

На каждом из экранов находятся кнопки, с помощью которых осуществляется пуск/останов отделения и кнопка смены экранов.

Для каждого технологического устройства предусмотрено меню выбора режимов управления, которое вызывается с помощью кнопок, расположенных возле агрегатов.

Включение и выключение каждого агрегата можно осуществить также с помощью мыши, нажав левую клавишу на соответствующем изображении. Изменение состояния агрегата отображается сменой его цвета.

Для удобства отладки взаимодействия верхнего уровня с нижним предусмотрена работа с двумя экранами одновременно (рис. 4). Это позволяет наблюдать за технологическими участками без дополнительного переключения.

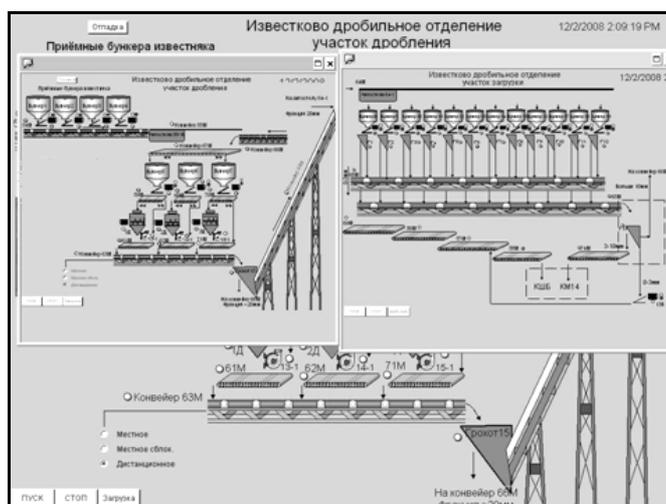


Рис. 4. Режим работы ЭВМ верхнего уровня с двумя экранами одновременно

*Работа тренажёра в реальном масштабе времени на примере конкретной ситуации.* При работе на тренажере в режиме реального времени управление всем оборудованием отделения, по умолчанию, осуществляется дистанционно. Запуск отделения производится с АРМ оператора при нажатии на кнопку Пуск. После этого начинается загрузка приёмных бункеров с рудного двора, о чём свидетельствует изменение их цвета с серого на зелёный.

Одновременно по сети МРІ сигнал посылается на вторую ЭВМ, чтобы запустить конвейер 58М и остальное оборудование. ФБ управления конвейером формирует сигналы предупредительной сигнализации по алгоритму:

- первый предупредительный сигнал 10с, пауза 30с ;
- второй предупредительный сигнал 30с;
- запуск конвейера.

Сигналы предупредительной сигнализации со второго ЭВМ (нижний уровень АСУТП) поступают на верхний уровень в мнемосхему и конвейер начинает мигать жёлтым цветом.

Запуск конвейера 58М даёт разрешение на запуск остальных конвейеров технологической цепочки. При этом всё оборудование, кроме конвейеров и вибропитателей бункеров молотковых дробилок загорается зелёным цветом и исчезает предупредительная сигнализация (мигание жёлтым).

Запуск конвейеров сопровождается желто-зеленым миганием, которое продолжается до тех пор, пока на вход функциональных блоков не поступит сигнал о наборе ими скорости. Когда это произойдет, сигнал с ЭВМ нижнего уровня поступает на верхний уровень в мнемосхему, и мигание пропадает, а конвейер начинает светиться зелёным цветом.

На тренажере возможна отработка нештатных ситуаций, которые формируются на нижнем уровне, и отображаются на мнемосхеме. Например, вышел из строя масляный выключатель дробилки 1Д. При этом сигнал о неисправности поступает на вход ФБ дробилки, который формирует сигнал управления и передает его в мнемосхему. Двигатель молотковой дробилки начинает мигать красным цветом и выключается. Также выключается конвейер, подающий известняк в дробилку и вибропитатель, осуществляющий выгрузку известняка из бункера молотковой дробилки. Оператор должен среагировать и переключить направление движения конвейера, активизировав на экране стрелку вправо с помощью левой клавиши мыши, а также оповестить ремонтный персонал об устранении неисправности. При этом сигнал с АРМ поступает на вход ФБ конвейера, который формирует сигнал управления. Происходит остановка конвейера и запуск его в обратном направлении. Сигнал о пуске конвейера поступает на вход ФБ, который через 30с осуществляет запуск вибропитателя бункера молотковой дробилки.

Для подготовки инженеров-автоматчиков в тренажере реализованы функции ручного изменения состояния агрегатов (ключей, сигналов и т.д.) с целью дальнейшего анализа работы прикладных программ контроллера, системы управления в целом и визуализации на верхнем уровне. Аналогично решена обратная задача, в случае выполнения каких-либо действий со стороны оператора – технолога через ЭВМ верхнего уровня, инженер по автоматизации может проанализировать ответную реакцию программ контроллера на внесенные изменения (рис.5).

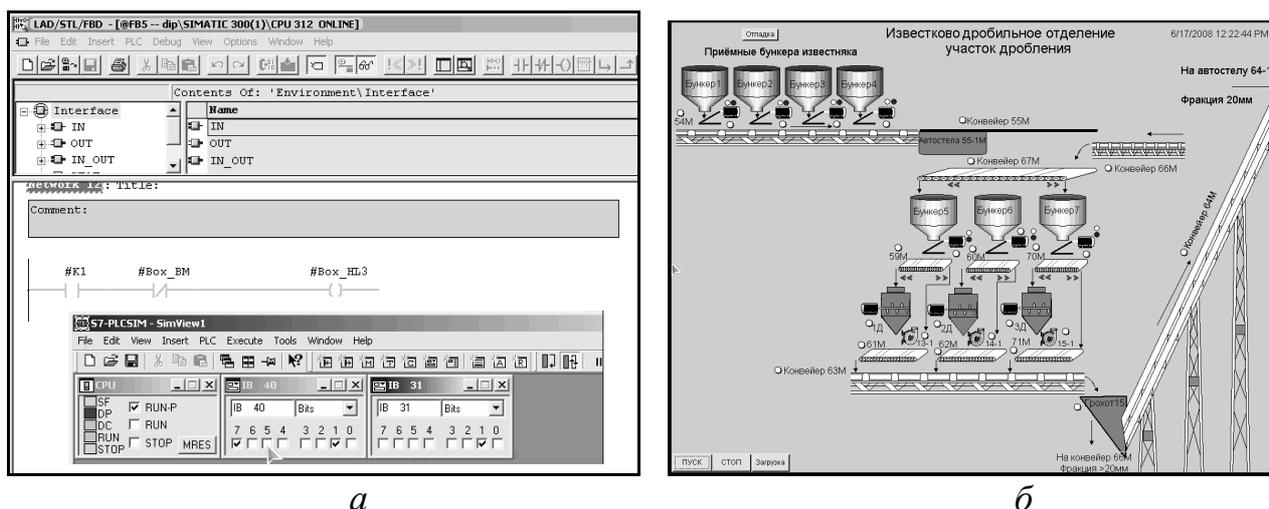


Рис. 5. Работа тренажера в реальном времени: отладка работы программ контроллера (а) совместно с ЭВМ верхнего уровня (б)

**Выводы.** В результате решения поставленной задачи на базе программных пакетов производства Siemens разработан двухмашинный тренажер, позво-

ляющий не только производить подготовку операторов-технологов, но и обучать специалистов по наладке и обслуживанию АСУ ТП. Одна ЭВМ выполняет функции объекта управления и контроллера, а вторая автоматизированное рабочее место оператора.

Обучение специалистов по автоматизации на тренажере позволяет продемонстрировать и понять особенности работы программного обеспечения системы управления при различных ситуациях, возникающих как со стороны объекта и контроллера, так и со стороны оператора технолога. При этом инженер может проанализировать работу АСУ ТП при нештатных ситуациях и предпринять необходимые коррективы в процессе совершенствования системы управления.

#### Список литературы

1. Косарев В.А. Современные комплексные системы обучения, тренинга и аттестации эксплуатационно – технологического персонала металлургических предприятий /В.А. Косарев, И.В. Катасонов // Известия ВУЗов. Черная металлургия.– 2002. – №12. – С.58–61.

2. Донской А.Н. Тренажеры на базе ЭВМ для оперативного персонала ТЭЦ / А.Н. Донской // Энергетик. – 1995. – № 5. – С. 28.

3. Ахметсафин Р. Разработка тренажеров и отладка проектов АСУТП на базе пакетов MMI/SCADA / Р. Ахметсафин, Р. Ахметсафина, Ю. Курсов //Современные технологии автоматизации. – 1998. – №3. – С.38 – 41.

4. Шабаев А.И. Тяжело в учении - легко в бою /А. И. Шабаев // Информатизация и системы управления в промышленности. – 2005. – № 4(8).

5. Федоровский Н.В. Автоматизация фабрик окискования железных руд и концентратов / Н.В.Федоровский, В.В.Даньшин, В.И.Губанов, Р.И.Сигуа - М.: Металлургия, 1986. - 206 с.

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

УДК 651.518:669.187.2

© И.Г. Тригуб, Б.Е. Панасюк, В.П. Радченко

## **ИНФОРМАЦИОННО-СОВЕТУЮЩАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ СОСТАВА И ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА РАСПЛАВА ПРИ ЭЛЕКТРОДУГОВОМ СПОСОБЕ ПОЛУЧЕНИЯ СТАЛИ**

Приведены результаты разработки информационно-советующей системы контроля качества стали на базе СУБД My SQL в условиях СЛЦ-1 ПАО «ДнСЗ».

Наведено результати розробки інформаційно-радної системи контролю якості сталі на базі СУБД My SQL в умовах СЛЦ-1 ПАТ «ДнСЗ».

Results of development of information and advising system of quality control were based on DBMS My SQL in an PJSC «DnSP».

**Вступление.** Электроплавильный метод является одним из самых современных способов получения стали в электродуговых печах (ДСП) и все чаще используется на крупных металлургических предприятиях Украины. Основой

способа является окислительный процесс, направленный на снижение в чугуне ряда химических элементов [1]. Процесс реализуется за счёт преобразования электрической энергии в тепловую, что обеспечивает быстрый разогрев металла. Выплавка сталей включает следующие операции: расплавление металла, удаление содержащихся в нем вредных примесей и газов, раскисление металла, и выливание его из печи в ковш для разлива по изложницам или формам.

К преимуществам ДСП, применяемых в электросталеплавильном производстве, относят возможность получения значительных объёмов металлической продукции за короткий промежуток времени. Недостатком является высокая стоимость организации производства, а также высокий местный перегрев под электродами [2], трудность перемешивания и усреднения химического состава чугуна, значительное количество продуктов горения и шума во время работы.

Важным показателем электросталеплавильного производства является качество стали, а также соответствие состава металлического расплава заданному стандарту или марке. Качество получаемой стали во многом зависит от количества и состава шлаков [1]. Благодаря шлакам, происходит связь оксидов, которые образуются в процессе окисления чугуна, а также удаление ненужных примесей. Кроме этого, шлаки являются передатчиками тепла и кислорода. В этой связи актуальной является задача расчёта оптимального состава шихты с учётом её стоимости.

В конце плавки перед выпуском металла из печи его химический состав должен точно соответствовать заданной марке стали. Во время доводки плавки рассчитывают присадку в печь необходимого количества ферросплавов (легирующих материалов и раскислителей) исходя из химического состава взятой пробы металла. При этом решается задача получения минимальной стоимости ферросплавов, аналогичная задаче получения минимальной стоимости шихты.

Химический состав пробы в виде небольшого слитка определяется на основе её спектрального анализа в центральной заводской лаборатории (ЦЗЛ). Дальнейшая корректировка состава металла по ходу плавки производится в случае несоответствия химсостава пробы стандарту.

**Постановка задачи.** В качестве объекта исследования для изучения способа контроля и корректировки состава металла по ходу плавки была выбрана дуговая электросталеплавильная печь ДС–6Н, расположенная в цехе СЛЦ–1 (сталелитейный цех №1) ПАТ «Днепропетровский стрелочный завод» (ДнСЗ). ДСП ДС–6Н питается трёхфазным переменным током и имеет два электрода, изготовленных из графитированной массы. В цехе СЛЦ–1 производят высокомарганцевую сталь, которая используется для изготовления крестовин железнодорожных переводов.

Определение химического состава расплава осуществляют на этапах расплавления, окисления, восстановительного процесса и разлива по формам (в середине разлива) – ковшовая проба. На основе ковшовой пробы [3] выполняется окончательное определение химического состава стали и присвоение марки. Исследование пробы выполняет лаборант в ЦЗЛ путём проведения спектрального анализа (по принципу индивидуальности спектров поглощения и ис-

пускания у различных металлов) с помощью программно – вычислительного комплекса (ВПК) «Spectrolab-M» (Spectro Analytical Instruments GmbH, Германия), предварительно пробу маркируют в соответствии с номером плавки. ВПК «Spectrolab-M» формирует и сохраняет на центральном сервере предприятия файл \*.dbf, содержащий результаты спектрального анализа пробы расплава.

Далее, если все характеристики пробы соответствуют выбранному стандарту, лаборант оформляет протокол измерений химического состава стали. В случае несоответствия, составляется протокол измерений химсостава стали для начальника смены, который в свою очередь принимает решение о добавке необходимых компонентов и времени для устранения несоответствия.

Таким образом, в цепочке получения первичной информации, её анализа и принятия решения присутствует человеческий фактор, который в итоге оказывает влияние на качество выплавляемой стали.

**Цель работы.** Для автоматизации процесса контроля состава расплава на различных этапах плавки, анализа получаемых проб и оперативности принятия решения, в случае необходимости корректировки химсостава плавки, предложена и реализована информационно-советующая система (ИСС) на основе системы управления базами данных (СУБД) MySQL с использованием первичных данных от ВПК «Spectrolab-M». В MySQL работа с данными осуществляется при помощи SQL запросов (процедур) [4]. Выбор MySQL для реализации ИСС обусловлен многими преимуществами этого типа БД, в частности скоростью и простотой в использовании, недорогой лицензией, наличием программных продуктов, позволяющих её администрировать, портированностью на большое количество платформ.

**Основная часть.** Информационно-советующая система представляет собой совокупность технического, программного и организационного обеспечения, а также персонала, предназначенного для своевременного обеспечения мастера смены необходимой информацией [5]. Структура ИСС контроля качества стали в условиях СЛЦ-1 ПАО ДнСЗ (рис. 1) включает: ВПК «Spectrolab-M» (измерительный элемент и ЭВМ), рабочую станцию оператора (PCO) с комплексом специального программного обеспечения (СПО) «SAORF», устройство регистрации параметров процесса (УРПП).

Назначением комплекса СПО «SAORF» является обработка, хранение и анализ данных, полученных от ВПК, а также подбор и определение марки и количества ферросплава для доводки плавки с возможностью прогнозирования химического состава расплава. СПО «SAORF» состоит из:

- 1) модуля импорта данных (химсостав плавки) в базу из файла \*.dbf,
- 2) программно – аналитического модуля, позволяющего на основании полученных данных (химсостав плавки) сравнивать их с шаблонами, соответствующими стандарту, и генерировать отчёты на экране и в печатном виде о соответствии/несоответствии химсостава плавки.

Определение управляемых переменных (показателей химического состава плавки) осуществляется с помощью ВПК «Spectrolab-M», в состав которого входит измерительный элемент (ИЭ) – спектроанализатор под управлением ЭВМ (см. рис. 1). На выходе ВПК формируются таблицы показателей для даль-

нейшей обработки и анализа на PCO. С использованием комплекса СПО «SAORF», заданных алгоритмов и шаблонов, на PCO производится подбор и расчет необходимого количества ферросплава для доводки выплавляемой стали, а также прогноз ее конечного химсостава. Результаты обработки в удобном для восприятия оператором виде отображаются на экране монитора и могут быть использованы в качестве совета. При необходимости информацию в виде отчета можно отправить на устройство регистрации параметров процесса. Оценивая полученную информацию, оператор формулирует управляющие воздействия и через управляющие органы (УО) реализует эти воздействия, изменяя значение управляемых переменных. Таким образом, информационно – советующая система наряду с выдачей информации и фиксацией необходимых характеристик объекта и процесса, т.е. выполнением функций информационной системы, подготавливает определённые предложения и рекомендации оператору, например режим и график работы в данной конкретной ситуации. При этом окончательное принятие решений остаётся за человеком.

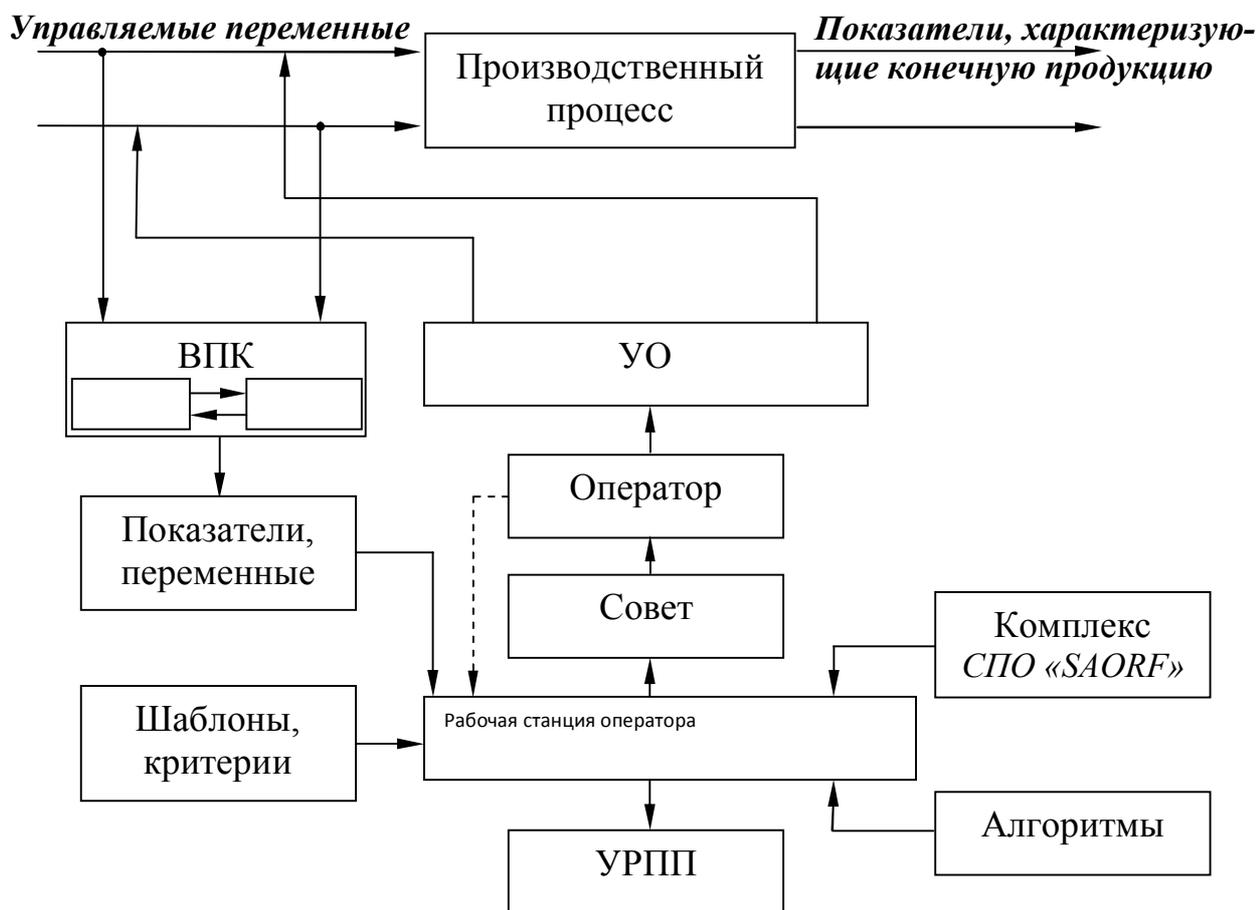


Рис. 1. Структурная схема информационно-советующей системы

Основными функциями ИСС являются:

- выбор наиболее подходящего по химическому составу ферросплава для корректировки содержания С, Mn, Si, P, S и др. элементов в выплавляемой стали,
- расчёт количества ферросплава (в кг) по заданному алгоритму,

- определение качества готовой стали (прогноз) по результатам корректировки плавки,
- формирование и печать протокола измерений химического состава плавки, а также, в случае необходимости, акта брака плавки.

ИСС контроля качества стали в условиях СЛЦ-1 реализована по технологии клиент-серверного приложения на основе реляционной СУБД MySQL-5 и обеспечивает решение следующих задач:

- сопоставление и проверку на соответствие химсостава образца плавки заложенным в БД шаблонам (стандартам),
- реализацию на основе СУБД MySQL-5 надёжного, защищённого, быстрого механизма сохранения и обработки данных о составе плавки,
- возможность передачи, обработки и хранения данных с помощью сетевой инфраструктуры предприятия ПАО ДнСЗ,
- формирование, хранение и печать первичной документации, отчётности (рис. 2).

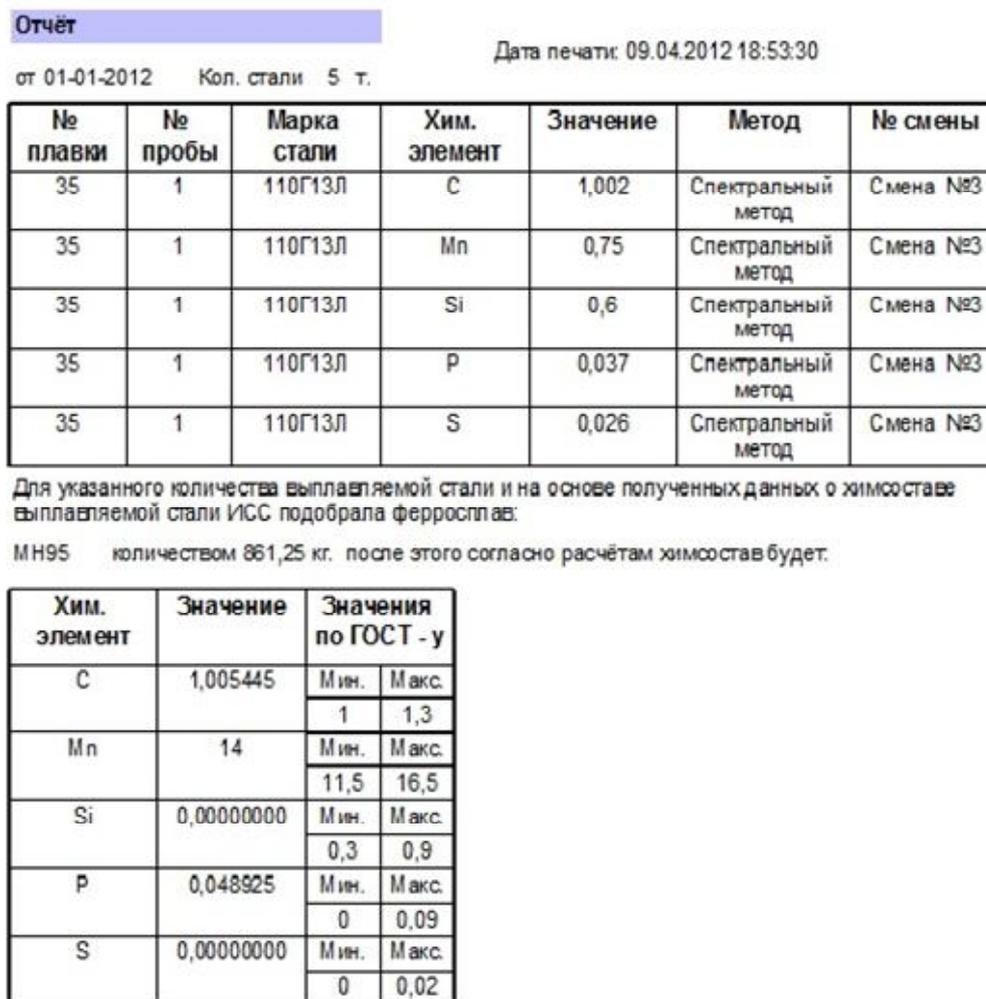


Рис. 2. Протокол измерений химического состава пробы плавки, отчёт по расчёту количества подходящего по химсоставу ферросплава и прогноз качества готовой стали по результатам корректировки плавки

Так, содержание марганца Mn по результатам спектрального анализа ковшовой пробы металла составляет 0,75% (см. рис. 2). Для корректировки химического состава плавки подобран ферросплав марки МН-95 в количестве 861,25 кг. Прогноз содержания Mn в готовой стали после добавки данного ферросплава составит 14%, что соответствует заранее выбранному стандарту (марке стали).

**Выводы и перспективы дальнейших исследований.** В результате анализа технологического процесса выплавки стали в ДСП в условиях СЛЦ–1 ПАО «ДнСЗ» для оперативного контроля и корректировки химического состава расплава было принято решение о разработке комплекса специального программного обеспечения «SAORF» в составе информационно-советующей системы с применением ВПК «Spectrolab-M». Основное назначение ИСС – обработка первичной информации, расчет и рекомендация оператору необходимого для доводки плавки количества ферросплавов, а также ведение первичной документации (просмотр, хранение и обработка истории данных химсостава проб). СПО «SAORF» разработано специалистом предприятия ПАО «ДнСЗ», что гарантирует дальнейшую его поддержку и модернизацию. Одним из направлений модернизации является создание дополнительного модуля для поддержки и ведения бухгалтерского учёта: расчёта затрат, себестоимости плавки, заработной платы, амортизации и др.

Предложенная структура ИСС контроля состава и повышения качества плавки, включающая комплекс СПО «SAORF», отвечает современным требованиям безопасности хранения и обработки данных, может быть интегрирована в АСУ ТП СЛЦ и рекомендуется для внедрения на предприятиях, реализующих технологию плавки стали в электродуговых печах.

#### Список литературы

1. Свечанский А. Д. Электрические промышленные печи. Ч.2. Дуговые печи и установление специального нагрева / Свечанский А. Д., Жердев И. Т., Кручинин А. М. – М. : Энергия, 1981. – 296 с.
2. Никольский Л.Е. Тепловая работа дуговых сталеплавильных печей / Никольский Л. Е., Смоляренко В. Д., Кузнецов Л. Н. – М. : Металлургия, 1981. – 320 с.
3. Чугун, сталь и сплавы. Метод отбора проб для определения химического состава ГОСТ 7565–81 (СТ СЭВ 466–77). – М. : Государственный комитет СССР по стандартам, 1981. – 8 с.
5. Дейт К. Введение в системы баз данных / К. Дейт. – [7-е изд]. – М. : Мир, 2001. – 234 с.
6. Гужева В. М. Інформаційні системи і технології на підприємствах. Навчальний посібник / Гужева В. М. – К. : КНЕУ, 2001. – 400 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.  
Надійшла до редакції 15.10.2012*

## АВТОМАТИЗАЦИЯ МЕХАТРОННЫХ ГОРНЫХ МАШИН

Обоснованы новые подходы в решении вопроса построения систем управления мехатронными горными машинами. Приведены анализ и характеристики систем управления нового технического уровня.

Обґрунтовано нові підходи у вирішенні питання побудови систем управління мехатронними гірничими машинами. Наведено аналіз та характеристики систем управління нового технічного рівня.

The new approaches in the decision of a question of developing the mining machine control systems are proved. The analysis and characteristics of control systems of a new technological standard are given in the article.

**Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.** Актуальным для угольной промышленности Украины является создание и внедрение горных машин нового поколения, существенно превосходящих серийные по техническим характеристикам, производительности, удельному энергопотреблению, ресурсу. Решая эту проблему, в Украине разработано горношахтное оборудование нового поколения для высокопроизводительных угольных шахт, отвечающее современным требованиям [1, 2, 3]: очистные комбайны, скребковые конвейеры, насосные станции, проходческие комбайны, и др. Высокий уровень технических параметров, значительное расширение функциональных возможностей машин нового поколения, требования к повышению безопасности их эксплуатации объективно привели к значительному повышению в их составе удельного веса информационных компонент и устройств силовой электроники.

**Постановка задачи.** Вместе с этим оснащение горных машин многофункциональными системами автоматизированного управления нового поколения с высоким уровнем диагностики, с целью повышения эффективности использования машин, надежности эксплуатации, снижения трудоемкости обслуживания и повышения безопасности работы стало важной практической задачей.

**Изложение материала и результаты.** Новый уровень требований привел к превращению горных машин из электромеханических систем в мехатронные, характеризующиеся тем, что машины органически содержат «интеллектуальную» составляющую. Последнее обстоятельство играет весьма существенную роль при формировании функционального состава требований систем автоматизации.

Задача разработки системы управления заключается в синтезе функциональной структуры и на ее базе - аппаратной и программной структуры с учетом наличия «интеллекта» в составе мехатронных модулей. Комплекс технических средств управления, как сложная система, должен проектироваться, используя системный подход, сущность которого состоит в комплексном едином рассмотрении всех частей системы и объекта управления (мехатронного модуля). На рис.1 представлена структурная схема мехатронного модуля - комбайна

(М), включающего систему управления (С). Модемы (Мод 1) и (Мод 2) обеспечивают обмен информации между информационной компонентой мехатронного модуля (И<sub>М</sub>) и внешней системой управления (И<sub>С</sub>), а также гальваническую развязку.

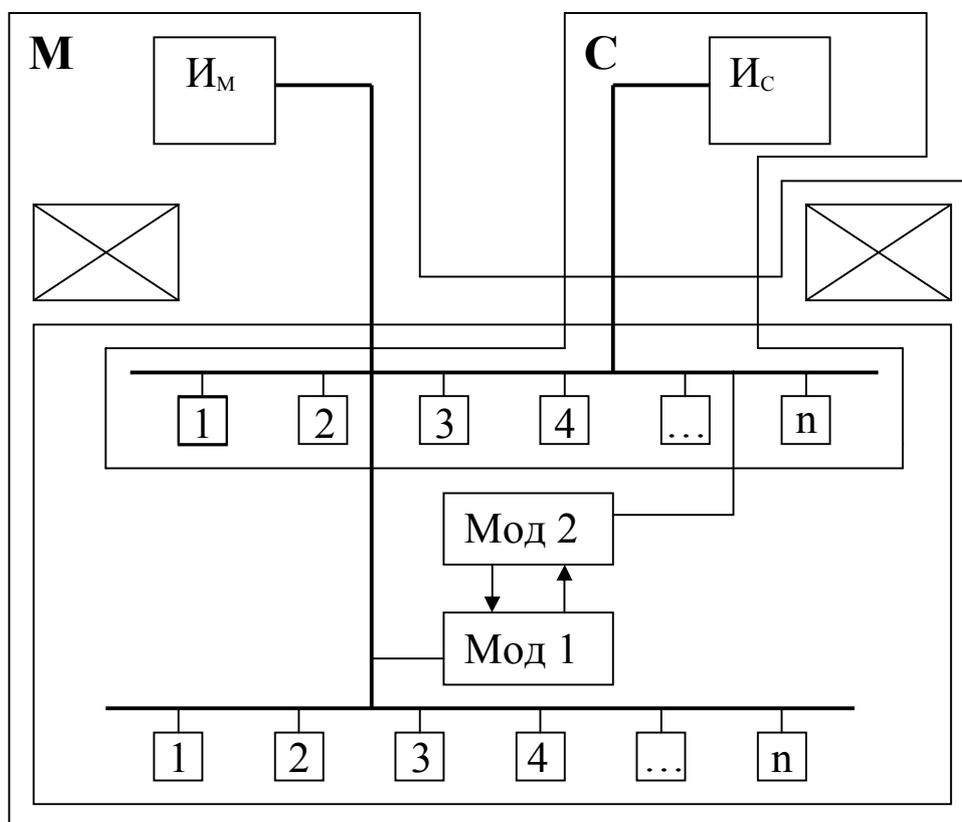


Рис. 1. Структурная схема мехатронного модуля:  
1, 2, 3... n – периферийные устройства

Предлагаемая последовательность решения задачи:

- выполняется декомпозиция множества полного состава функциональных требований на подмножества по функциональной ориентации (управления, контроля, блокировок и т.п.) и отнесение функциональных требований к системе управления или к мехатронному модулю;
- формируется набор функциональных операторов, необходимых для синтеза структуры системы;
- формируются функциональные модули системы, реализующие конечный набор функций определенного уровня;
- формируются конструктивные модули системы.

Полный состав функциональных требований, определяемых "Правилами безопасности", нормативно-технической документацией, требованиями со стороны эксплуатации, предложениями разработчиков, представляет собой множество  $T$ , которое необходимо распределить между мехатронным модулем и системой управления:

$$T = \{T^M, T^C\}.$$

Процедура декомпозиции множества требований на подмножества  $T^M$  и  $T^C$  является наиболее ответственным и трудоемким этапом в процессе проектирования, т.к. она определяет структуру системы управления, а, следовательно, ее надежность, стоимостные, эксплуатационные, технологические и др. важные свойства. Наиболее оправданной представляется структура, при которой информационная компонента мехатронного модуля ( $I_M$ ) выполняет полный состав функциональных требований и через собственный интерфейс связана с периферийными устройствами, входящими в состав системы управления ( $I_C$ ). Однако реализовать на практике такой подход зачастую невозможно из-за ограничений по габаритам, встраиваемых в мехатронные объекты элементов систем управления, недостаточной искробезопасной мощности существующих источников питания при сравнительно большой мощности, потребляемой известными микроконтроллерами, ограниченной скоростью передачи информации по существующим линиям связи и т.п. В связи с тем, что в настоящее время формальные способы такой декомпозиции находятся в стадии разработки, эта задача решается эвристическим методом с присущими ему достоинствами и недостатками.

Учитывая сказанное, изложим суть подхода. Все элементы множества требований  $T^M$  разделим на подмножества по функциональной ориентации. Полный функциональный вектор мехатронного модуля:

$$T^M = \{t_y^M, t_k^M, t_b^M, t_c^M, t_i^M, \dots\},$$

где  $t_y^M, t_k^M, t_b^M, t_c^M, t_i^M \dots$  - подмножества функций соответственно: управления, контроля, блокировки, сигнализации, информации и др.

Каждое подмножество состоит из единичных функциональных операторов  $\tau$ :

$$t_y^M = \{\tau_{y1}^M, \dots, \tau_{yz}^M\}$$

$$t_k^M = \{\tau_{k1}^M, \dots, \tau_{ky}^M\}$$

$$t_i^M = \{\tau_{i1}^M, \dots, \tau_{iu}^M\}$$

...

Полный функциональный вектор для системы управления:

$$T^C = \{t_y^C, t_k^C, t_b^C, t_c^C, t_i^C, \dots\}$$

и подмножества функциональных операторов:

$$t_y^C = \{\tau_{y1}^C, \dots, \tau_{yz}^C\}$$

$$t_k^C = \{\tau_{k1}^C, \dots, \tau_{ky}^C\}$$

$$t_i^C = \{\tau_{i1}^C, \dots, \tau_{iu}^C\}$$

...

В табл. 1 представлена таблица соответствия (смежности) множеств функциональных требований объекта управления и системы управления. Функциональные операторы, составляющие множество требований, характеризуются наличием или отсутствием необходимости реализации в объекте или системе управления. Если  $i$ -е требование подлежит реализации, то оператор  $\tau=1$ , в противном случае  $\tau=0$ . Множество единичных операторов представляет собой функциональный вектор.

На основании табл. 1 запишем матрицу генерального функционального вектора для совокупности: мехатронный модуль - система управления ( $M+C$ ):

$$T = \begin{pmatrix} \tau_{y1}^M & \dots & \tau_{yz}^M & \tau_{y1}^C & \dots & \tau_{yz}^C \\ \tau_{kl}^M & \dots & \tau_{ky}^M & \tau_{kl}^C & \dots & \tau_{ky}^C \\ \tau_{\delta 1}^M & \dots & \tau_{\delta x}^M & \tau_{\delta 1}^C & \dots & \tau_{\delta x}^C \\ \tau_{cl}^M & \dots & \tau_{cl}^M & \tau_{cl}^C & \dots & \tau_{cl}^C \\ \tau_{ил}^M & \dots & \tau_{иш}^M & \tau_{ил}^C & \dots & \tau_{иш}^C \\ \dots & & & & & \end{pmatrix} R^{|M+C|} \quad (1)$$

Используя матрицу (1), запишем выражения полного вектора функциональных требований  $T^M$  для мехатронного объекта (M) и для  $T^C$  системы управления (C).

Таблица 1

Таблица смежности

Множество функциональных операторов	Реализация функциональных операторов	
	Мехатронный объект (M)	Система управления (C)
По управлению: $\tau_{y1}^M \dots \tau_{yz}^M$ $\tau_{y1}^C \dots \tau_{yz}^C$	1 0	0 1
По контролю: $\tau_{kl}^M \dots \tau_{ky}^M$ $\tau_{kl}^C \dots \tau_{ky}^C$	1 0	0 1
По блокировкам: $\tau_{\delta 1}^M \dots \tau_{\delta x}^M$ $\tau_{\delta 1}^C \dots \tau_{\delta x}^C$	1 0	0 1
По сигнализации: $\tau_{cl}^M \dots \tau_{cl}^M$ $\tau_{cl}^C \dots \tau_{cl}^C$	0 0	1 1
По информации: $\tau_{ил}^M \dots \tau_{иш}^M$ $\tau_{ил}^C \dots \tau_{иш}^C$	0 0	1 1
и т.д. по всем функциональным требованиям.		

$$T^M = \begin{pmatrix} \tau_{y1}^M & \dots & \tau_{yz}^M \\ \tau_{kl}^M & \dots & \tau_{ky}^M \\ \tau_{\delta 1}^M & \dots & \tau_{\delta x}^M \\ \tau_{cl}^M & \dots & \tau_{cl}^M \\ \tau_{ил}^M & \dots & \tau_{иш}^M \\ \dots & & \end{pmatrix} R^{|M|} \quad (2)$$

$$T^c = \begin{pmatrix} \tau_{y1}^c & \dots & \tau_{yz}^c \\ \tau_{к1}^c & \dots & \tau_{кy}^c \\ \tau_{б1}^c & \dots & \tau_{бx}^c \\ \tau_{с1}^c & \dots & \tau_{сl}^c \\ \tau_{и1}^c & \dots & \tau_{иu}^c \\ \dots & & \dots \end{pmatrix} R|C| \quad (3)$$

Выражения (2) и (3) представляют собой функциональные модули (ФМ) для интеллектуальной компоненты М и С, т.е. это множества функциональных требований, подлежащих реализации в составе мехатронного объекта ( $T^M$ ) и системы управления ( $T^C$ ).

Следующий этап проектирования состоит в определении состава конструктивных модулей (КМ) системы, каждый из которых реализует конечный набор функций определенного уровня и представляет собой функционально законченный элемент системы с отдельной конструктивной оболочкой. Основой для построения КМ являются один или несколько функциональных векторов, входящие в состав ФМ.

Формирование КМ осуществляется на основе агрегативно-декомпозиционного подхода, причем на начальных стадиях проектирования важно определить стратегию разработки конструктивов субблоков и оболочек, элементную базу, виды взрывозащиты и т.п.

Примем, что технической реализацией функционального вектора является субблок, характеризующийся площадью печатной платы  $S_{сб}$  и объемом  $V_{сб}$ , которые определяются через удельные показатели, устанавливаемые статистическими исследованиями: площадь печатной платы  $S_{\tau}$  и объем оболочки  $V_{\tau}$ , приходящиеся на один функциональный оператор ( $\tau$ ). Эти величины будут различными для устройств, основанных на аналоговом и цифровом способе обработки информации (для устройств на микропроцессорной и жесткой логике).

Требуемая площадь печатных плат для векторов (субблоков):

$$S_y = S_{\tau} \cdot f; \quad t_y = (\tau_{y1}, \dots, \tau_{yf})$$

$$S_k = S_{\tau} \cdot g; \quad t_k = (\tau_{к1}, \dots, \tau_{кг})$$

$$S_b = S_{\tau} \cdot h; \quad t_b = (\tau_{б1}, \dots, \tau_{бh})$$

$$S_c = S_{\tau} \cdot j; \quad t_c = (\tau_{с1}, \dots, \tau_{сj})$$

$$S_i = S_{\tau} \cdot b; \quad t_i = (\tau_{и1}, \dots, \tau_{иб}),$$

где  $f, g, h, j, b$  - количество функциональных операторов  $\tau$  в векторах.

$$S_{сб} = S_y + S_k + S_b + S_c + S_i$$

Возможности размещения технических средств реализации функционального вектора на выбранной печатной плате оцениваются путем сравнения  $S_{сб}$  и  $S_{ст}$  (площадь печатной платы, принятая из стандартов), т.е. должно выполняться условие:

$$S_{сб} \leq S_{ст}.$$

При формировании КМ в оболочках необходимо предусматривать специальные объемы под элементы, определяющие взрывозащиту (взрывозащищенная обо-

лочка или искробезопасное исполнение) -  $V_3$ . Нужно учитывать также и то, что объем модуля в значительной степени определяется устройствами сопряжения, в т.ч. гальванической развязки, входных сигналов, которые в силу ряда специфических требований (работа в условиях больших утечек, наличие большого количества точек контроля, распределенных на больших длинах, искробезопасность исполнения длинных линий связи, наличие достаточно высокого уровня помех различного характера, необходимость организации централизованного питания пунктов отбора информации, распределенных на больших длинах, невозможность использования многопроводных линий связи и т.п.) обладают заметными габаритами -  $V_{yc}$ .

Объем, занимаемый векторами различной функциональной ориентации:

$$\begin{aligned} V_y &= V_\tau \cdot f; \\ V_k &= V_\tau \cdot g; \\ V_b &= V_\tau \cdot h; \\ V_c &= V_\tau \cdot j; \\ V_n &= V_\tau \cdot b \end{aligned}$$

Возможности размещения технических средств реализации функциональных векторов, входящих в КМ, в выбранном объеме оцениваются путем сравнения требуемого объема  $V$  оболочки модуля и  $V_n$ :

$$V = V_\tau (f + g + h + j + b) + V_3 + V_{yc} \leq V_n, \quad (4)$$

где  $V_n$  - известные предельные объемы конструктивных оболочек с учетом вида взрывозащиты, эргономики и т.п.

Агрегатирование должно учитывать также и условия искробезопасности источников питания. На основе статистических данных необходимо определить уровень искробезопасной мощности  $Q_\tau$ , требуемой для реализации одного функционального оператора.

Мощность, необходимая для реализации функциональных векторов:

$$\begin{aligned} Q_y &= Q_\tau \cdot f; \\ Q_k &= Q_\tau \cdot g; \\ Q_b &= Q_\tau \cdot h; \\ Q_c &= Q_\tau \cdot j; \\ Q_n &= Q_\tau \cdot b \end{aligned}$$

В настоящее время известны технически достижимые величины искробезопасной мощности:  $Q_n \leq 60$  Вт.

Мощность источника питания:

$$Q = Q_y + Q_k + Q_b + Q_c + Q_n \quad (5)$$

При выполнении условия:

$$Q \leq Q_n \quad (6)$$

ФМ совпадает с КМ и не подлежит разрыву. В противном случае необходимо переходить с вида защиты "искробезопасная цепь" на "взрывонепроницаемая оболочка". Последнее исполнение проигрывает по массе и габаритам, но применимо в таких случаях. Возможен вариант и комбинированного исполнения, при котором часть функциональных векторов реализуется в «искробезопасном» конструктивном исполнении и часть – во «взрывозащищенном».

Если условия (4), (5) и (6) не выполняются, то декомпозицию ФМ необходимо производить с учетом наименьших связей между векторами, составляющими ФМ. Для определения места наименьших связей представим ФМ в виде ориентированного графа, который определяется как пара множеств:

$$G = (M, V),$$

где  $M$  - множество вершин, представляющих собой функциональные векторы;  $V$  - множество дуг, соединяющих эти вершины и представляющих собой связи между функциональными векторами.

Рассмотрим пример функционального модуля из шести функциональных векторов (рис. 2): управления  $t_y$ , контроля  $t_k$ , блокировки  $t_b$ , сигнализации и связи  $t_c$ , информации  $t_{и}$ , входных устройств  $t_{в\у}$ .

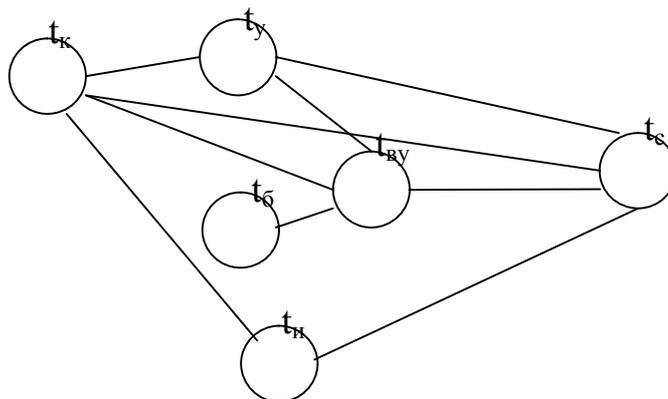


Рис. 2. Исходный граф ФМ

Для определения места наименьших связей между векторами составим таблицу смежности, предложенную проф. Борисовым А.А. В таблице представлены взаимосвязи между функциональными векторами, составляющими ФМ: «1» соответствует наличию связи, «0» - ее отсутствию.

Таблица 2

Таблица смежности

$j/i$	$t_y$	$t_k$	$t_b$	$t_c$	$t_{и}$	$t_{в\у}$
$t_y$	0	1	0	1	0	1
$t_k$	1	0	0	1	1	1
$t_b$	0	0	0	0	0	1
$t_c$	1	1	0	0	1	1
$t_{и}$	0	1	0	1	0	0
$t_{в\у}$	1	1	1	1	0	0

$j, i$  - вершины графа.

Таким образом, при проектировании системы, прежде всего, следует определить количество конструктивных единиц, на которое необходимо разделить ФМ в соответствии с приведенными ограничениями и используя статистические величины  $S_\tau$  и  $V_\tau$ . Предположим, рассматриваемый ФМ следует

разделить на два КМ. В данном случае существует 31 вариант разделения, где число связей колеблется от 1 до 7. На рис. 3 приведено несколько вариантов агрегатирования ( $v$ - количество связей).

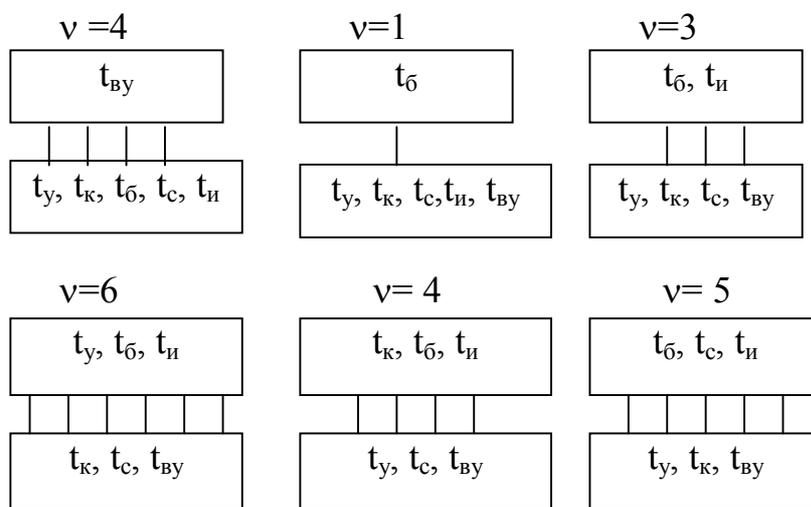


Рис. 3. Варианты агрегатирования ФМ

Поиск оптимального варианта агрегатирования производится на основании разработанного алгоритма при использовании методов комбинаторики. Для решения задачи поиска оптимального построения всей системы комплекса технических средств алгоритм предусматривает рассмотрение всех вариантов построения структур и учитываются все ФМ, принадлежащие той или иной структуре. В таком случае будут учтены связи не только внутри ФМ, но и внутри структуры.

При декомпозиции ФМ необходимо учитывать и пространственное размещение модулей относительно объекта автоматизации. Это условие представляется весьма важным, например, для конвейеров и конвейерных линий, имеющих значительную пространственную распределенность.

Важным вопросом, возникающим при разработке КМ, является выбор элементной базы. В настоящее время, как известно, может быть применена микропроцессорная элементная база и жесткая логика. Контроллер имеет неизменную структуру и аппаратную реализацию при переменном программном обеспечении. В то же время при решении этих задач на жесткой логике переменной будет аппаратная часть. С учетом этого, на стадии разработки алгоритмов реализации ФМ с учетом затратных критериев, требуемого быстродействия, искробезопасного исполнения и т.п., необходимо выбрать элементную базу. Необходимо разработать критерий выбора соотношения между программными и аппаратными средствами, реализующими функциональные векторы. Один из вариантов определения оптимального соотношения - через затраты для одного и другого способа реализации.

Необходимо определить предельный объем информации, который можно обработать на известных контроллерах. При обработке информации различными способами затраты будут различными. Сравнение вариантов необходимо производить на стадии, предшествующей разработке рабочей документации, например, на стадии разработки алгоритма.

В этом вопросе необходимо тщательно проработать задание исходных данных. Традиционно функциональные требования задаются в виде функциональных операторов, которые не дают возможности оценить ни аппаратные, ни программные затраты для их реализации. Один из вариантов - усредненные показатели, полученные через статистические исследования.

Важной задачей, стоящей перед разработчиком, является обеспечение необходимой надежности. Это достигается за счет выбора оптимальных режимов загрузки элементов, обеспечения гальванической развязки, резервирования отдельных элементов и узлов, а также применения специальных алгоритмов и программных решений. При этом отказ какой-либо подсистемы или совокупности подсистем не всегда приводит к отказу всей системы, а иногда только снижает эффективность ее функционирования. Данное свойство большой системы обусловлено структурной и информационной избыточностью (резервирование элементов и избытком обрабатываемых кодов).

В связи с этим при определении функциональной ориентации КМ необходимо выявить функции, подлежащие резервированию. Резервировать целесообразно функции, определяющие безопасность и живучесть, т.е. функции безопасности и жизненно важные по управлению должны быть сохранены при работе объекта автоматизации, а, например, сервисные функции на некоторое время могут быть потеряны.

Данный подход в значительной степени использовался при создании систем автоматизации очистных и проходческих комбайнов, скребковых и ленточных конвейеров, а также ряда вспомогательного оборудования, выпускаемого машиностроительными заводами Украины.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Предложенный подход к проектированию средств автоматизации, позволил создать ряд систем, в т. ч. аппаратуру автоматизации конвейерного транспорта, реализующую гибкую структуру, в максимальной степени учитывающую многообразие объектов управления. В дальнейшем необходимо продолжить работу в направлении формализации изложенного метода.

#### Список литературы

1. Косарев В.В., Стадник Н.И., Косарев И.В., Мизин В.А., Приседский Е.В. Новое горно-шахтное оборудование для технического переоснащения угольных шахт // Уголь Украины.- 2007.- № 2.
2. Стадник Н. И., Бойко Г. Г., Рябченко А. С. Очистные комбайны УКД200 и УКД300 для эффективной отработки тонких пластов // Уголь Украины.- 2003.- № 9.
3. Костюков В.М., Сошенко И. Н. Высокопроизводительные очистные комбайны нового поколения КДК500 и КДК700 для пластов мощностью 1,35-4,3 м // Уголь Украины.- 2003.- № 9.
4. Андреев Г. В., Косарев И. В., Лелека И. Т., Довженко В. И. Скребковые конвейеры нового технического уровня // Уголь Украины.- 2003.- № 9.
5. Стадник Н.И., Ткачев В.В., Мезников А.В. Управление двухскоростными скребковыми конвейерами - Науково-технічний збірник "Гірнична електротехніка та автоматика". Випуск № 75. – Дніпропетровск, 2005. - С.62-68.

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

## АНАЛІЗ РОЗПОДІЛУ ПРИЗЕМНИХ КОНЦЕНТРАЦІЙ ЗАБРУДНЮЮЧИХ РЕЧОВИН НА ГРАНИЦІ СЗЗ КОКСОХІМІЧНОГО ВИРОБНИЦТВА ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ІМ. ПЕТРОВСЬКОГО" ПО ДАНИМ НАТУРНИХ СПОСТЕРЕЖЕНЬ ТА РОЗРАХУНКІВ НА ПЕОМ

Виконана оцінка забруднення приземного шару повітря на межі санітарно-захисної зони (СЗЗ) виробництва коксу «EVRAZ ім. Петровського ДМЗ» по натурних вимірах та розрахунках на ПЕОМ та встановлено, що по оксиду вуглецю, фенолу та по групі сумації № 33 є значне перевищення ГДК. З метою досягнення санітарних норм в житловій зоні підприємства, необхідно провести повну реконструкцію коксохімічного виробництва з впровадженням сучасних систем сіроочистки та знешкодження викидів фенолу.

Выполнена оценка загрязнения приземного слоя воздуха на границе санитарно-защитной зоны (СЗЗ) производства кокса «EVRAZ им. Петровского ДМЗ» по натурным измерениям и расчетам на ПЕВМ и установлено, что по оксиду углерода, фенола и по группе суммирования № 33 есть значительное превышение ПДК. С целью достижения санитарных норм в жилой зоне предприятия, необходимо провести полную реконструкцию коксохимического производства с внедрением современных систем сероочистки и обезвреживанием выбросов фенола.

The assessment of contamination of the surface layer of air in the boundary of the sanitary protection zone (SPZ) coke production of "EVRAZ im.Petrovskogo DMZ" by the direct measurement and by calculation on the PC established that oxydu carbon, phenol and summation group number 33 is a significant excess of MPC. In order to achieve the hygiene standards in the residential area of the company, you must consider a thorough reconstruction of coke production with the introduction of modern systems desulfurization emissions and disposal of phenol.

**Вступ.** З метою оцінки стану забруднення приземного шару атмосферного повітря на границі санітарно захисній зоні (СЗЗ) коксохімічного виробництва (попередньо ВАТ "Дніпрококс") ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" нами були проведені аналізи забруднення атмосфери натурними методами та розрахункові за допомогою ПЕОМ ЕОЛ.

**Постановка задачі.** Для виконання поставленої задачі були оцінені концентрації діоксиду азоту, діоксиду сірки, оксиду вуглецю, фенолу по факелу на відстані 1000м від коксових батарей на межі СЗЗ ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського". З метою уточнення забруднення атмосфери були проведені також розрахунки розсіювання в атмосферу за допомогою ПЕОМ.

Вихідні данні для проведення оцінки забруднення атмосфери були отримані від відповідних служб ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" та даних натурних замірів Дніпропетровської міської санепідемстанції на межі санітарно захисної зони (по факелу на відстані 1000 метрів від коксових батарей).

Потужність викидів інгредієнтів по яких проводились контрольні виміри (г/сек) за даними статистичної звітності підприємства приведені в таблиці 1.

Таблиця 1

## Потужність викидів із стаціонарних джерел коксових батарей

№№	Найменування речовини	Потужність викиду, г/сек
1	Діоксид азоту	8,200
2	Діоксид сірки	54,44
3	Оксид вуглецю	33,58
4	Фенол	0,218

Згідно натурних вимірів концентрація означених забруднюючих речовин на відстані 1000 метрів від джерела викидів складає:

Таблиця 2

## Концентрація забруднюючих речовин на межі СЗЗ

№№	Найменування речовини	Концентрація забруднюючої речовини (по факелу), на відстані 1000 метрів від устя джерела викиду, мг/м <sup>3</sup>
1	Діоксид азоту	0,140
2	Діоксид сірки	0,340
3	Оксид вуглецю	5,630
4	Фенол	0,010

Цілком очевидно, що величини концентрацій означених забруднюючих речовин, які встановлені на підставі натурних вимірів є результатом сумарного забруднення приземного шару атмосферного повітря, як викидами коксохімічного виробництва так і викидами інших, прилеглих промислових підприємств – металургійного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського", ВАТ "Дніпроважмаш", й автотранспорту.

Значення фонових концентрацій означених забруднюючих речовин представлені в таблиці 3.

Таблиця 3

## Фонові концентрації основних забруднюючих речовин (середні по місту Дніпропетровську, станом на 2011 рік)

Найменування забруднюючої речовини	ГДК мг/м <sup>3</sup> (макс. разова/середн. добова)	Максимально-разова концентрація мг/м <sup>3</sup>	Фонові концентрації мг/м <sup>3</sup>				
			Швидкість вітру, м/сек.				
			0-2	3-13			
			Кожне	Північ	Схід	Південь	Захід
Діоксид азоту	0,20 *	0,34	0,13044	0,13024	0,13152	0,13021	0,13046
Оксид вуглецю	5,0	15	3,49111	3,49915	3,51118	3,51241	3,49461
Діоксид сірки	0,50	0,065	0,0129				
Фенол	0,01	0,025	0,0072				

Примітка \* – ГДК максимально разова діоксиду азоту, згідно Постанови Міністерства охорони здоров'я від 04 червня 2010 року № 18.

Для оцінки вкладу викидів забруднюючих речовин від коксових батарей в забруднення прилеглої території коксохімічного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського", нами були визначені величини валових викидів забруднюючих речовин в атмосферне повітря від коксохімічного та металургійного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" та в цілому від промислових підприємств та автотранспорту м. Дніпропетровська, таблиця 4.

Таблиця 4

Величини валових викидів забруднюючих речовин в атмосферне повітря від коксохімічного та металургійного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" та в цілому від промислових підприємств та автотранспорту м. Дніпропетровська

Найменування підприємства/ Викиди, т/рік	Найменування речовини			
	Діоксид азоту	Діоксид сірки	Вуглецю оксид	Фенол
Коксохімічне виробництво ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського"	249,292 (1,64%)	105,106 (0,2%)	562,412 (1,03%)	7,803 (95,58%)
Металургійне виробництво ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського"	433,176 (2,85%)	548,974 (1,0%)	2780,159 (5,086%)	
Викиди від промислових підприємств м. Дніпропетровська	15173,677 (68,43%)	54974,621 (98,74%)	7465,789 (13,66%)	8,164
Викиди від автотранспорту	7000 (31,57%)	700 (1,26%)	47200,00 (86,34%)	-
Усього по м. Дніпропетровську	22173,677 (100%)	55674,621 (100%)	54665,789 (100%)	8,164 (100%)

Окрім натурних вимірів, по усіх визначених речовинах, а також по речовинах, які спільно здійснюють негативний вплив на здоров'я населення, тваринний та рослинний світ (група сумачії № 33) були проведені на ЕОМ розрахунки розсіювання викидів в приземному шарі атмосферного повітря в районі розташування коксохімічного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" (Таблиця 5 та рис. 1-5).

**Результати роботи.** Нами встановлено що основний вклад в забруднення атмосферного повітря на межі СЗЗ коксохімічного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" вносять: По діоксиду азоту – викиди від коксових батарей;

По діоксиду сірки – викиди від коксових батарей та викиди від котлоагрегатів та технологічного обладнання ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського";

По фенолу – викиди від коксових батарей;

По оксиду вуглецю – викиди незначні і концентрація на межі СЗЗ складає по даним розрахунків на ЕОМ (без урахування фону), лише 0,12 ГДК.

В той же час, концентрація оксиду вуглецю, яка визначена шляхом натурних вимірів, з урахуванням фону складає 1,13 ГДК.

Не зважаючи на невелику приземну концентрацію викидів оксиду вуглецю від джерел викидів коксових батарей, ця сполука входить до груп сумачії, справляючи суттєвий негативний вплив на здоров'я населення [1-8].

Таблиця 5

Концентрація забруднюючих речовин на межі СЗЗ коксохімічного виробництва ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського"

Найменування речовини	Концентрація на межі СЗЗ, в долях ГДК		Фонова концентрація, в долях ГДК	
	По даних натурних вимірів	По даних розрахунків на ЕОМ (без урахування фону)	При швидкості вітру 3-13 м/сек.	Максимально разова концентрація
Діоксид азоту	0,70	0,69	0,651	1,7
Діоксид сірки	0,68	0,54	0,026	0,13
Оксид вуглецю	1,13	0,12	0,700	3,0
Фенол	1,00	0,38	0,720	2,5
Група сумачії 33		1,70		

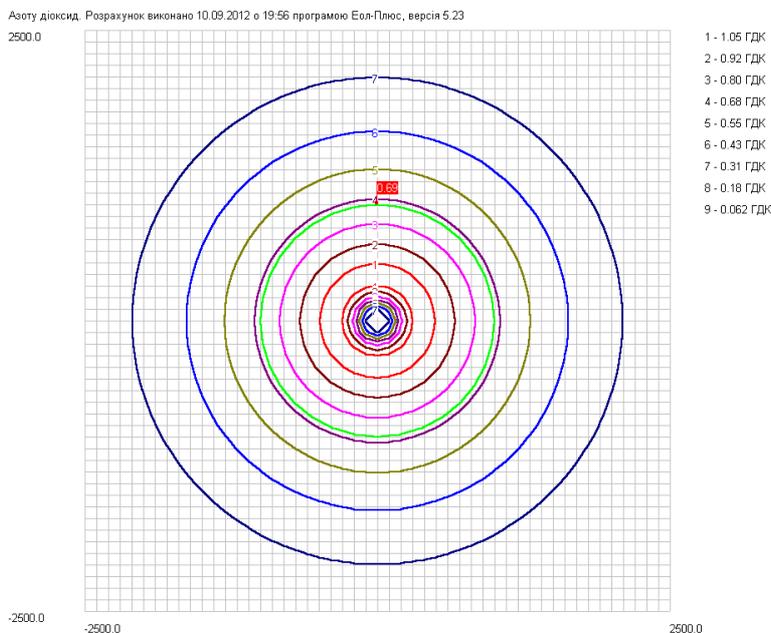


Рис. 1. Концентрація діоксиду азоту в приземному шарі атмосфери (Прапорцем визначена величина концентрація діоксиду азоту на межі СЗЗ – 0,69 ГДК).

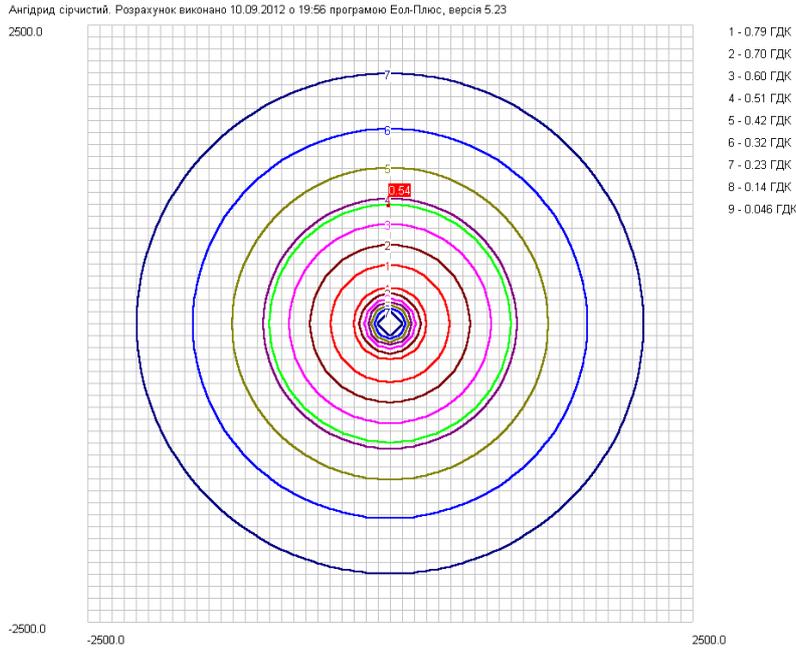


Рис. 2. Концентрація сірчистого ангідриду в приземному шарі атмосфери (концентрація на межі СЗЗ – 0,54 ГДК)

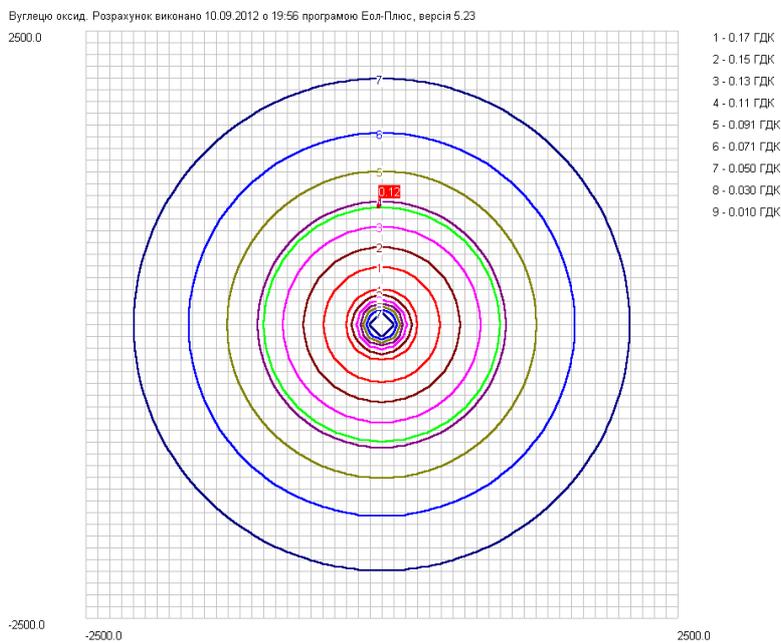


Рис. 3. Концентрація вуглецю оксиду в приземному шарі атмосфери (концентрація на межі СЗЗ – 0,12 ГДК)

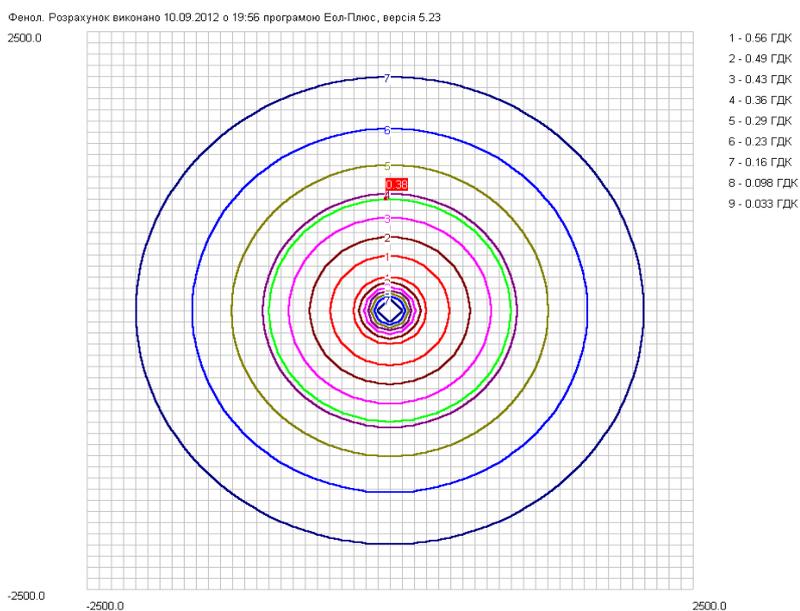


Рис. 4. Концентрація фенолу в приземному шарі атмосфери  
(концентрація на межі СЗЗ – 0,38 ГДК)

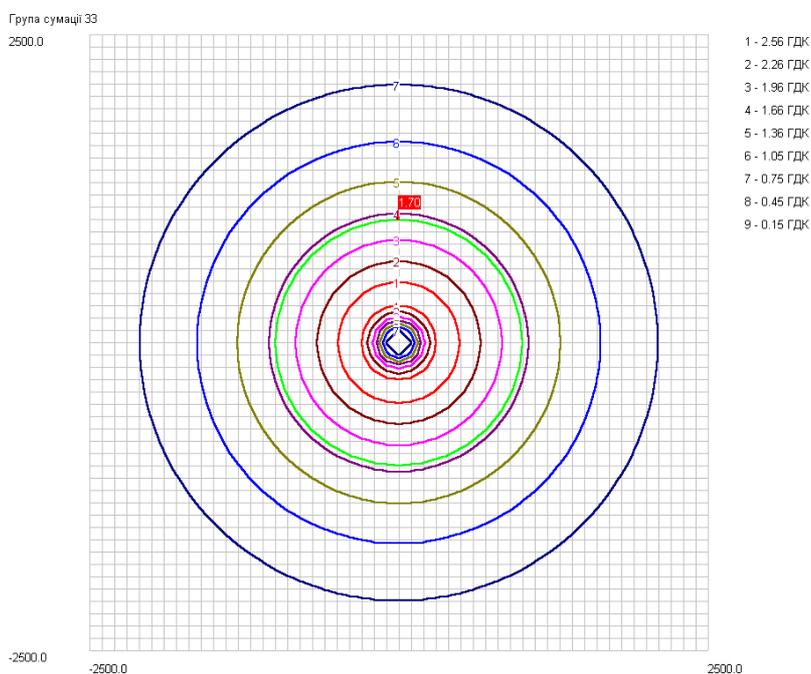


Рис. 5. Сумарна концентрація діоксиду азоту, сірчистого ангідриду, оксиду вуглецю та фенолу в приземному шарі атмосфери – група сумачі 33.  
(концентрація на межі СЗЗ – 1,70 ГДК)

## **Висновки.**

1. Проведені розрахунки забруднення атмосфери показали, що спільна присутність в викидах коксохімічного виробництва ПАТ "Євраз ДМЗ ім. Петровського" оксидів азоту, сірчистого ангідриду, оксиду вуглецю та фенолу (група сумачії № 33) максимальна концентрація забруднення атмосфери по цій групі на межі СЗЗ складає, без урахування фону – 1,70 ГДК.

2. Основне обладнання ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського", – застаріле і давно вичерпало свій ресурс

3. В зв'язку з використанням в якості пального на котлоагрегатах ПАТ "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського", окрім природного газу – доменного та коксового газу в котельнях має бути встановлено очисне обладнання, бажано систему DESONOX, SNOX, для одночасного очищення викидів від оксидів сірки та азоту.

4. Мають бути передбачені суттєві заходи щодо повної реконструкції доменного й коксохімічного виробництва з встановленням ефективного сіроочисного обладнання та обладнання по уловлюванню фенолу.

5. В разі впровадження означених природоохоронних заходів будуть досягнуті санітарні норми чистоти атмосферного повітря на межі санітарно захисної зони та селітебної зони коксохімічного виробництва.

## Список літератури

1. Закон України "Про охорону атмосферного повітря";
2. Постанова Кабінету міністрів України від 13.03.02. № 302;
3. Наказ Мінприроди України від 27.06.2006 р. № 309 "Нормативи граничнодопустимих викидів забруднюючих речовин із стаціонарних джерел".
4. Государственные санитарные правила планирования и застройки населенных пунктов Утвержденные приказом Минздрава Украины № 173 от 19 июня 1996 г.
5. Постанова Кабінету міністрів України від 29 листопада 2001 р. №1598 "Про затвердження переліку найбільш поширених і небезпечних забруднюючих речовин, викиди яких в атмосферне повітря підлягають регулюванню".
6. ДБН 360-92 "Планировка и застройка городских и сельских поселений.
7. ДБН А.2.2-3-2004 "Состав, порядок оформления согласования и утверждения проектной документации для строительства.
8. РД 52.04.52-85 "Регулирование выбросов при неблагоприятных метеорологических условиях".

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.*

*Надійшла до редакції 05.10.2012*

## ИССЛЕДОВАНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ВОДНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СРЕД НА АВТОТРАНСПОРТНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Проведен анализ экологического состояния водных технологических сред на автотранспорте и разработана компоновочная схема очистки жидкости на участке мойки автомобилей.

Проведений аналіз екологічного стану водних технологічних середовищ на автотранспорті і розроблена компоновальна схема очищення рідини на дільниці миття автомобілів.

The analysis of the ecological being of water technological environments is conducted on a motor transport and the arrangement chart of cleaning of liquid on washing of cars is developed.

**Введение.** Мощным источником загрязнения окружающей среды в городах является автотранспорт, количество которого за последние 10...12 лет в Украине резко возросло, в основном, за счет насыщения городов легковыми автомобилями и микроавтобусами. Автомобили не только загрязняют воздушную среду и создают шум, но и негативно влияют на гидросферу и грунты. Увеличение количества автомобильных моек в городской черте способствует увеличению количества сбрасываемой сточной воды. Объемы отработанных водных технологических сред, которые используются для мойки автотранспортной техники, агрегатов и деталей автомобилей в процессе их ремонта, превышает 10 млн. м<sup>3</sup> в год. После мойки легкового автомобиля в среднем образуется 150 – 200 л загрязненной воды, а на автотранспортных предприятиях при эксплуатации одного грузового автомобиля образуется 700 – 1200 л загрязненной воды в сутки. Она содержит 800 – 3000 мг/л механических примесей, 50 – 900 мг/л нефтепродуктов [1]. Для ее обработки с целью удаления вредных веществ автомобильные мойки оснащаются очистными системами, представляющими собой комплекс специального оборудования, предназначенного для предотвращения поступления загрязненной жидкости в окружающую среду. Однако необходимого качества очистки сточной воды, сбрасываемой в гидросферу, соответствующей требованиям нормативных документов, удается достичь только путем значительных финансовых затрат, которые каждый субъект хозяйствования пытается уменьшить.

В связи с этим обеспечение экологической безопасности сточных вод является главной задачей муниципальных служб и предприятий.

В Украине для обеспечения экологической безопасности при размещении, проектировании и строительстве новых, а также реконструкции действующих предприятий, сооружений и других объектов, связанных с использованием водных технологических сред, осуществляется государственная, общественная и другая экологическая экспертиза в порядке, определяемом законодательством [2]. Требования к содержанию вредных веществ в сточной воде, которыми руководствуются государственные контролирующие органы, экологические службы и СЭС, достаточно жесткие. Они изложены в ряде регламентирующих документов и стандартов, основными из которых являются ГОСТ 12.1.007–76 «Система безопасности труда. Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности», ГОСТ 17.1.3.05–82 (СТ СЭВ 3078–81) «Охрана природы. Гидросфера.

Общие требования к охране поверхностных и подземных вод от загрязнения нефтью и нефтепродуктами», ГОСТ 17.1.4.01.–80 «Охрана природы. Гидросфера. Общие требования к методам определения нефтепродуктов в природных водах и сточных водах», ГОСТ 3013–95 «Система стандартов в области охраны окружающей среды и рационального использования ресурсов. Гидросфера. ГОСТ 27384–87 «Вода. Нормы погрешности измерений показателей состава и свойств».

**Цель и задачи исследований.** Одним из перспективных направлений снижения загрязнения водных технологических сред при эксплуатации автотранспорта является переход от локальных систем очистки на рециркуляционные, в которых на стадии предварительной очистки применяются недорогие устройства с низкими затратами на обслуживание в процессе эксплуатации, отделяющие основной объем загрязнений.

Целью исследований ставилось оценка экологической безопасности водных технологических сред на автотранспортных предприятиях и разработка компоновочной схемы очистки жидкости на участке мойки автомобилей.

Основными задачами исследования являются: создание экологически безопасных очистных установок простой конструкции и надежной при эксплуатации; очистные установки должны быть непрерывнодействующими в течение рабочей смены; степень и тонкость очистки должна удовлетворять требованиям экологической чистоты окружающей среды.

**Изложение основного материала.** Около 90 % станций мойки автомобилей сбрасывают в городскую канализацию промывочную воду после локальной очистки, и лишь около 10 % моек применяют замкнутые системы оборотного водоснабжения. Сточные воды содержат крошку асфальта, песок, моторные масла, различные виды топлива, соли тяжелых металлов, а также поверхностно-активные вещества (ПАВ), содержащиеся в моющих средствах, используемых при мойке.

Как известно из всех образующихся при обслуживании и мойке транспорта загрязнителей, наиболее опасными при загрязнении сточных вод являются механические примеси и нефтепродукты. В среднем на единицу подвижного состава среднестатистического автотранспортного предприятия приходится до 100 кг сбросов в поверхностные водоемы в год, в том числе сухой остаток – 76 кг, хлориды – 17 кг, взвеси – 1 кг, сульфаты – 4 кг и другие вещества – 2 кг.

Наличие различных видов примесей вызывает необходимость применения различных способов и оборудования для очистки в зависимости от требований к очищенной воде и ее дальнейшего использования (утилизации). Большинство существующих систем конструктивно включают три основные стадии очистки – первичную (предварительную), финишную и глубокую. Наиболее широко используемые при этом устройства – отстойники, фильтры, флотаторы, центробежные разделители (сепараторы, центрифуги, гидроциклоны). Однако, несмотря на широкое предложение, приемлемое для конкретного пользователя сочетание качества и себестоимости очистки достигается не всегда. Значительные эксплуатационные расходы (в частности, затраты на расходные материалы) в сочетании с высокой стоимостью установок снижают экономическую эффективность их использования.

Проблема очистки сточной воды на каждом конкретном предприятии решается по-разному. Существующие системы очистки в зависимости от технологий, которые в них применяются, способны удалить из сточных вод до 90 % и более от общего количества загрязнений. Такая степень очистки позволяет не только сливать обработанную воду в городскую канализацию (локальная очистка), но и использовать ее повторно за счет рециркуляции в системе оборотного снабжения автомобильных моек. Кроме экологического эффекта при этом значительно сокращаются финансовые затраты на водопотребление и водоотведение.

Таким образом, основной задачей является разработка очистных установок упрощенной конструкции, которые должны быть легкоизготавливаемые, непрерывнодействующие и эффективны при эксплуатации водных технологических сред.

Для решения вышеизложенных задач, была разработана компоновочная схема очистки жидкости на участке мойки автомобилей (рис. 1).

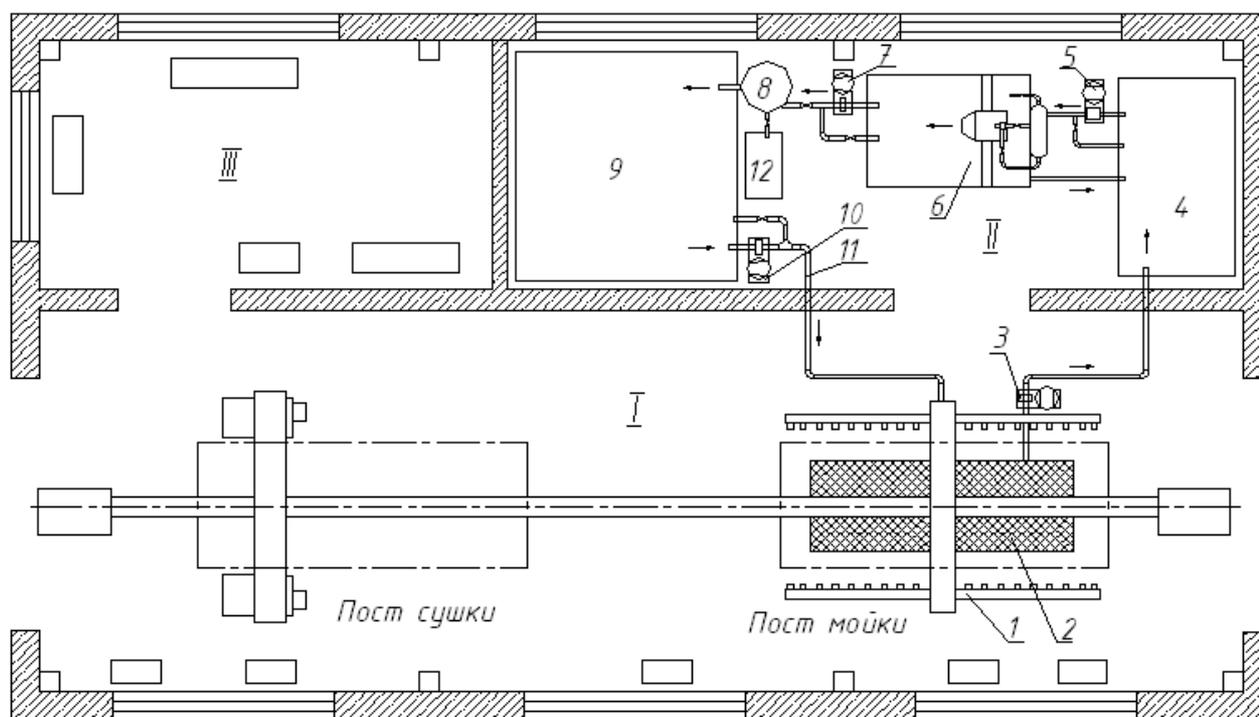


Рис. 1. Компоновочная схема очистки жидкости на участке мойки легковых автомобилей: I – линия мойки легковых автомобилей; II – помещение очистки и регенерации водных сред; III – кладовая; 1 – моечная установка; 2 – металлическая решетка; 3, 5, 7, 10 – насос; 4 – первичный отстойник; 6 – бескамерная фильтровальная установка; 8 – маслоотделитель непрерывного действия; 9 – резервуар для сбора очищенной технической воды; 11 – трубопроводы; 12 – емкость для сбора масла и нефтепродуктов

Предложенная схема очистки жидкости на посту мойки автомобилей работает следующим образом.

Жидкость после мойки автомобилей стекает в приямок, где с помощью металлической решетки 2 очищается от крупных механических примесей. Насос 3 подает загрязненную жидкость с приямка в первичный отстойник 4. Откуда потом насосом 5 подается на бескамерную фильтровальную установку 6 для очистки жидкости от механических примесей. Жидкость, проходя через фильтровальную перегородку, очищается и попадает в отделение для сбора очищенной жидкости, откуда насосом 7 подается на маслоотделитель 8 для очистки жидкости от масла. Из маслоотделителя очищенная техническая вода подается в резервуар 9. Техническую воду подают на пост мойки автомобилей с помощью насоса 10 по трубопроводу 11 или на дополнительную очистку для использования водных сред в других целях. Жидкость, которая не прошла очистку через фильтровальную перегородку, сбрасывается в отделение для сбора загрязненной жидкости, откуда поступает в первичный отстойник 4. Отделенное масло и нефтепродукты сливают в емкость 12.

Основным оборудованием системы является бескамерная фильтровальная установка и маслоотделитель непрерывного действия. Фильтровальная установка используется для очистки сточных вод от механических примесей. Применение разнообразного материала фильтровального полотна в виде бесконечной ленты, делает бескамерную фильтровальную установку непрерывнодействующей и эффективной в процессе ее эксплуатации. Маслоотделитель непрерывного действия используется для очистки жидкостей от масел и масляных производных. В отличие от стандартного оборудования имеет простую конструкцию и большую производительность.

С помощью данной схемы рекомендуется очищать водные технологические среды от механических примесей и масел, при этом обеспечивается их повторное использование в процессе мойки автомобилей.

#### **Выводы:**

1. Рассмотрено экологическое состояние водных технологических сред эксплуатируемые на автотранспортных предприятиях. Исследования показали, что наиболее перспективным является рециркуляционная очистка воды в системах оборотного водоснабжения автомобильных моек.

2. Предложена компоновочная схема очистки водных технологических сред, эффективная и несложная, которая обеспечивает снижение потребления водных ресурсов на 70 – 85%.

#### Список литературы

1. Коробочка О.М. Основи розрахунків, проектування і експлуатації технологічного обладнання для автомобільного транспорту / Коробочка О.М., Скорняков Е.С., Сасов О.О. — Дніпродзержинськ: 2009. — 253 с.
2. Водний кодекс України — [постанова Верховної Ради України від 6 червня 1995 року № 214/95-ВР]. — Відомості Верховної Ради (ВВР). — 1995. — №24. — ст.189.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 22.10.2012*

## ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СЕЗОННЫХ МУНИЦИПАЛЬНЫХ ОТХОДОВ НА ОСНОВЕ ОПАЛОЙ ЛИСТВЫ ЗОН ЗЕЛЕННЫХ НАСАЖДЕНИЙ ГОРОДА ДНЕПРОПЕТРОВСК

Материалы исследований относятся к вопросам экологической безопасности и утилизации отходов городских систем. В статье представлены результаты эколого-токсикологической оценки класса опасности отходов опалой листвы, основанные на атомно-адсорбционных исследованиях содержания соединений тяжелых металлов в их составе. Результаты исследований, представленные в статье, можно использовать для обоснования упрощенной схемы обращения с отходами опалой листвы при их утилизации народным хозяйством Украины

Матеріали досліджень відносяться до питань екологічної безпеки та утилізації відходів міських систем. У статті представлено результати еколого-токсикологічної оцінки класу небезпеки відходів опалого листя, які базуються на атомно-адсорбційних дослідженнях вмісту сполук важких металів у складі цього відходу. Результати дослідження, неведенні у статті, можливо використовувати для обґрунтування спрощеної схеми поводження з відходами опалого листя при їх утилізації народним господарством України.

The studies relate to environmental safety and recycling of urban systems waste. The results of environmental and toxicological assessment by hazard's class of waste based on fallen leaves of trees were presented in the article. Research have based on atomic absorption studies the content of toxic metal compounds in their composition. The results of studies can be used to justify the simplified scheme of fallen leaves waste on disposal of the national economy of Ukraine.

**Введение.** Жизнедеятельность человека в рамках городских систем неразрывно связана с образованием и накоплением отходов. При этом проблема сбора и утилизации муниципальных отходов с каждым годом становится все более актуальной. Необходимость сбора и захоронения отходов, токсическое воздействие их компонентов на все природные системы, борьба с последствиями традиционных методов утилизации – все это лишь малая часть проблем, затрагивающих состояние урбозем и их экологическую безопасность. В контексте сказанного, комплексные подходы к обращению и экологической оценке технологий утилизации отходов городских систем являются наиболее актуальными в современных условиях Украины.

**Актуальность исследования и анализ публикаций.** Значительный интерес с позиции экологической безопасности, устойчивого развития и рационального природопользования представляют сезонные отходы зон зеленых насаждений города – опавшие листья. Эти отходы обладают большим, до сих пор не изученным, потенциалом использования в качестве вторичного сырья. В последние несколько лет возрос интерес государства к проблемам экологической оценки опавших листьев и технологий их вторичного использования. Ярким доказательством актуальности подобных исследований является государственный интерес к разработке рекомендаций по утилизации данного типа отходов [4]. При этом проблема утилизации опавших листьев не является новой. Успешно внедрены технологии переработки опалой листвы в органические удобрения и почвенные мелиораты [5]. Широко применяются технологии производства ис-

кусственных почв на основе биологических отходов зеленых насаждений [6]. Известны технологии получения топливных брикетов на основе опалой листвы и сопутствующих отходов [7].

Несмотря на возрастающий интерес к технологиям утилизации отходов опавшей листвы, использование отходов в качестве вторичного сырья жестко регламентируется действующим законодательством Украины [8]. Наиболее важным регламентирующим показателем является уровень токсического воздействия компонентов отходов на компоненты окружающей среды. В отечественной и зарубежной литературе [9-11] неоднократно изучались вопросы накопления токсических компонентов (химические соединения тяжелых металлов (далее ТМ) в частности) природными экосистемами и искусственными зелеными насаждениями. Некоторые исследования [12, 13] детально рассматривают эффекты накопления ТМ антропогенного происхождения в компонентах зеленых насаждений промышленных городов и города Днепропетровск в частности [14, 15]. Несмотря на большой объем накопленных знаний об антропогенном загрязнении зон зеленых насаждений города, большинство исследований посвящено эффектам миграции и перераспределения ТМ в объектах экосистем. Исследования опалой листвы с позиции оценки класса опасности отходов в современной научной литературе представлены малыми разрозненными и противоречивыми данными. Таким образом, нарастающий спрос на опавшую листву – как источник вторичного сырья, и его большой промышленный потенциал определяют актуальность и необходимость исследования данного вида отходов на предмет установления класса его эколого-токсикологической опасности.

В контексте сказанного выше **целью** представленной работы является определение класса опасности сезонных отходов зон зеленых насаждений города с высоким антропогенным загрязнением. Для реализации поставленной цели в работе выполнены следующие задачи:

- Структурирование и классификация мест образования и накопления опалой листвы по степени антропогенного загрязнения;
- Качественная и количественная оценка химических компонентов в составе отходов опалой листвы;
- Эколого-токсикологический анализ воздействия опалой листвы на урбо-экосистемы с последующим определением класса опасности отхода этого типа.

**Объект исследования.** В качестве объектов исследования выбран один из видов коммунальных отходов – опавшая листва различных зон зеленых насаждений города Днепропетровска. С учетом возможного происхождения, данные отходы классифицированы в соответствии с Б.6 ДК 005-96 как:

- отходы коммунальные смешанные (КОД 7720.3.1.01);
- отходы, полученные от чистки улиц (КОД 7720.3.1.03), с сезонным периодом образования и накопления.

В рамках работы для установления класса опасности выбраны отходы опалой листвы садово-парковых культур, характерных для зеленых насаждений города Днепропетровска. Среди объектов исследования выделены отходы опалой листвы следующих видов: Робиния псевдоакация (*Robinia pseudoacacia*),

Вяз гладкий (*Ulmus laevis*), Липа крупнолистная (*Tilia platyphyllos*), Каштан конский (*Aesculus L.*), Клен остролистный (*Acer platanoides*) и Тополь (дельтовидный, *Populus L.*).

Отбор проб отходов произведен в период с октября по ноябрь 2011 года в соответствии с требованиями ГОСТ 17.4.3.01-83. Усреднение в местах отбора проб выполнено методом «конверта» при площади квадрата от 25 м<sup>2</sup>.

Для отбора выбраны площадки зеленых насаждений трех типов: парковые зоны, придомовые зеленые зоны (зоны жилой застройки), зеленые зоны вблизи городских автодорог. Наименование и gps-координаты выбранных площадок для отбора проб отходов представлены в табл. 1. Для определения gps-координат использовался приемник Garmin eTrex марки H, отклонение результатов измерений точки в системе координат определено в пределах 20...35 м (n=3, P=0,95).

Таблица 1

Идентификационная таблица мест отбора проб отходов

КОД	Тип и название зеленой зоны	Координаты GPS
Парковые зоны		
П1	парк Студенческий городок ДНУЗТ	48°26'14.97"N 35°02'54.80"E
П2	парк им. Гагарина	48°25'57.47"N 35°02'28.19"E
П3	Севастопольский парк	48°26'47.48"N 35°03'39.17"E
П4	пл. Октябрьская	48°27'28.14"N 35°04'03.11"E
П5	парк им. Шевченко	48°27'42.30"N 35°04'14.31"E
П6	о. Комсомольский	48°28'00.46"N 35°04'26.71"E
П7	парк им. Л. Глобы	48°28'17.89"N 35°01'49.44"E
П8	парк Калинина	48°28'22.84"N 35°00'24.78"E
Зеленые зоны жилой застройки		
Ж1	ж.м. Побада-4	48°25'12.40"N 35°03'58.85"E
Ж2	ж.м. Тополь-1	48°24'41.26"N 35°01'45.96"E
Ж3	ж.м. Тополь-4	48°23'51.95"N 35°01'32.09"E
Ж4	ул. Рабочая	48°26'29.13"N 34°59'48.00"E
Ж5	пр. Гагарина	48°25'31.94"N 35°01'50.26"E
Ж6	ул. Кирова	48°27'44.99"N 35°01'35.00"E
Зеленые зоны мест с высоким транспортным напряжением		
T1	ул. Пушкина	48°27'58.21"N 35°01'30.11"E
T2	наб. им. Ленина	48°28'03.82"N 35°03'38.91"E
T3	пр. Карла Маркса	48°28'10.00"N 35°02'12.97"E
T4	пр. Карла Маркса	48°27'58.43"N 35°02'35.10"E
T5	пр. Кирова	48°26'19.74"N 35°00'53.84"E
T6	развилка ул. Титова и пр. Героев Сталинграда	48°25'47.08"N 35°01'01.78"E

**Методика проведения эксперимента.** Для эколого-токсикологической оценки уровня опасности объектов исследования использована стандартизированная методика ДСанПиН 2.2.7.029-99 [2]. Определение класса опасности отходов произведено расчетным методом по ПДК его химических компонентов в грунте. Данный выбор определяется фактом подавляющего захоронения отходов данной группы на полигонах ТБО и не противоречит п. 5.1.2 ДСанПиН 2.2.7.029-99.

Перечень ТМ, содержание которых определялось в рамках работы, составлен на основе рекомендаций отечественных и зарубежных исследований [3, 10-12] и известным данным [13-15] характерного компонентного загрязнения в рамках Приднепровской промышленной агломерации.

Содержание ТМ в пробах отходов определялось экспериментально, средствами атомно-адсорбционной спектроскопии в соответствии со стандартными методиками. Наименование методики выполнения измерений и некоторые важные показатели, детализированные по компонентам химического анализа, представлены в табл. 2.

Таблица 2

Методики выполнения измерений доли содержания тяжелых металлов  
в пробах отходов

Металл	Методика измерения	$\pm \square$ (P=0,95)	Диапазон измерения, мг/кг	Длина волны, нм	Ширина щели, нм
Mn	МВВ 081/12-0181-05	26	50...50·10 <sup>4</sup>	279,6	0,4
Cd	МВВ 081/12-0167-05	31	0,25...50·10 <sup>4</sup>	228,8	1,3
Ni	МВВ 081/12-0168-05	30	4,0...50·10 <sup>4</sup>	232,0	0,2
Fe	МВВ 081/12-0168-05	24	2,0...50·10 <sup>4</sup>	248,3	0,4
Pb	МВВ 081/12-0292-06	17	2,0...50·10 <sup>4</sup>	283,3	1,3
Cu	МВВ 081/12-0168-05	22	2,0...50·10 <sup>4</sup>	324,7	1,3
Zn	МВВ 081/12-0168-05	22	4,0...50·10 <sup>4</sup>	213,9	1,3

Атомизацию растворов соединений тяжелых металлов в вытяжках из проб отходов проводили в пламени ацетилен-воздушной смеси на атомизаторе спектрофотометра ААС-115 М с использованием пористого катода на соответствующий металл. Массовую долю ТМ в пробах отходов определяли расчетным методом, опираясь на результаты определения содержания металлов в рабочих растворах вытяжек. Серии экспериментов проводились в стандартных условиях микроклимата лаборатории: температура окружающей среды 20±5 °С, атмосферное давление 630...800 мм.рт.ст, относительная влажность воздуха не более 80 %.

Следует отметить, что содержание некоторых металлов в объектах исследования выходит за границы чувствительности методик, представленных в

табл. 2. Для данных случаев действительная подготовка проб включала этапы концентрирования пробы методами упаривания.

### **Результаты атомно-адсорбционной спектроскопии проб отходов.**

Класс опасности (токсичности) отхода напрямую связан токсикологическим воздействием (класс опасности) химических компонентов отхода и их миграционной способностью. Современные оценки [1, 2, 10, 11] уровней ПДК в грунтах в первую очередь различаются по лимитирующему показателю вредности соединений – способности загрязняющего вещества к миграции в условиях окружающей среды. Опавшая листва деревьев с одной стороны является компонентом экосистемы, следовательно, ее типичный качественный и количественный состав не составляет опасности, так как экосистема естественным образом способна усваивать это вид отходов. С другой стороны, антропогенное загрязнение вызывает качественное и количественное изменение химического состава опавшей листвы. В контексте сказанного можно предположить, что органические компоненты данного отхода не требуют изучения, а основную оценку экологической опасности следует производить по содержанию соединений тяжелых металлов.

В рамках работы изучалось несколько миграционных форм ТМ в пробах отходов опавшей листвы:

- валовая форма ТМ ( $W_{\text{вал.}}$ ) – кислотная вытяжка на основе смеси азотной кислоты и пероксида водорода;
- подвижная (в том числе транслокационная) форма ТМ ( $W_{\text{под.}}$ ) – кислая вытяжка на основе ацетатно-амонийного буферного раствора;
- водно-миграционная форма ТМ ( $W_{\text{вод.}}$ ) – водная вытяжка.

Результаты атомно-адсорбционной спектроскопии проб отходов представлены в табл. 3. Учитывая большой территориальный и ингредиентный охват объектов исследования, а также значительное количество однотипных проб в табл. 3 приведены усредненные результаты содержания ТМ в различных пробах, сгруппированных по местам их отбора (в соответствии с табл. 1). Для оценки вариации индивидуальных результатов этого усреднения в табл. 3 указано значение стандартного отклонения -  $S_{\text{г.с.}}$ . Оценка абсолютного отклонения результатов измерений выполнена в соответствии со стандартной ошибкой метода исследования  $\pm \square$  (табл. 1) при  $P=0,95$  и  $n=2$ .

**Обсуждение результатов экспериментов и расчет класса опасности отхода.** Исходя из результатов, представленных в табл. 3, можно сделать вывод: все пробы отходов опавших листьев содержат тяжелые металлы в различных миграционных формах. Стандартное отклонение полученных результатов, усредненных по группам мест отбора проб, колеблется в значительных пределах, но в большинстве случаев не превышает 10...20 %. Учитывая характер и метод постановки эксперимента (большое количество мест отбора проб и случайный характер их выбора), полученные усредненные показатели можно считать приемлемыми для дальнейших расчетов класса опасности отходов.

Таблица 3

Обобщенные показатели содержания тяжелых металлов в отходах опалых листьев, мг/кг

ТМ	W <sub>вал.</sub>	±Δ <sub>вал.</sub>	S <sub>г.с.</sub>	W <sub>под.</sub>	±Δ <sub>подв.</sub>	S <sub>г.с.</sub>	W <sub>вод.</sub>	±Δ <sub>вод.</sub>	S <sub>г.с.</sub>
Место отбора проб: КОД табл. 1 – П1...П8								нг.с.=16	
Pb	12,9471	2,2010	6,2276	0,0003	0,0001	0,0002	0,0001	0,0000	0,0002
Cd	0,9853	0,3054	1,2050	0,0003	0,0001	0,0004	0,0001	0,0000	0,0002
Zn	20,9785	4,6153	2,3496	1,9775	0,4350	0,5126	0,0879	0,0193	0,0084
Cu	10,7348	2,3617	2,0074	0,3809	0,0838	0,1652	0,0288	0,0063	0,0146
Ni	14,8951	4,4685	2,9939	0,0105	0,0032	0,0030	0,0065	0,0019	0,0027
Mn	25,0383	6,5100	4,6822	5,0104	1,3027	2,4982	0,0055	0,0014	0,0055
Fe	38,9577	9,3498	14,998	21,357	5,1258	11,571	5,2681	1,2643	1,9703
Место отбора проб: КОД табл. 1 – Ж1...Ж6								нг.с.=12	
Pb	8,7895	1,4942	4,2277	0,0003	0,0001	0,0002	0,0001	0,0000	0,0001
Cd	0,5623	0,1743	0,6877	0,0001	0,0000	0,0002	0,0001	0,0000	0,0001
Zn	14,8598	3,2692	1,6643	1,5824	0,3481	0,4101	0,0801	0,0176	0,0038
Cu	8,5236	1,8752	1,5939	0,0313	0,0069	0,0136	0,0222	0,0049	0,0056
Ni	9,2514	2,7754	1,8595	0,0100	0,0030	0,0029	0,0058	0,0017	0,0012
Mn	15,0358	3,9093	2,8117	4,0910	1,0637	2,0398	0,0065	0,0017	0,0033
Fe	18,9786	4,5549	7,3067	11,853	2,8448	6,4221	4,8795	1,1711	0,9125
Место отбора проб: КОД табл. 1 – Т1...Т6								нг.с.=12	
Pb	12,9853	2,2075	11,063	0,0026	0,0004	0,0024	0,0001	0,0000	0,0000
Cd	3,5246	1,0926	4,0674	0,0190	0,0059	0,0253	0,0020	0,0006	0,0006
Zn	25,3659	5,5805	10,958	3,8524	0,8475	1,1996	1,1259	0,2477	0,1075
Cu	11,5862	2,5490	2,5837	0,5897	0,1297	0,2664	0,0205	0,0045	0,0049
Ni	16,8795	5,0639	4,8782	2,5684	0,7705	0,8553	0,8965	0,2690	0,0722
Mn	25,6853	6,6782	6,5754	6,0851	1,5821	2,8040	0,0129	0,0033	0,0080
Fe	58,9864	14,156	37,456	27,523	6,6057	20,362	8,9635	2,1512	5,7591

В табл. 4 представлены результаты расчетов класса опасности опалых листьев – как коммунальных или муниципальных отходов. Расчет выполнен в соответствии с п. 5.1.2 ДСанПиН 2.2.7.029-99. Для расчетов использованы результаты химического анализа отходов опалых листьев (табл. 3) и известные значения ПДК соответствующих металлов в почве [1, 2].

Анализ данных, представленных в табл. 4 показывает, что опалая листва относится к отходам IV класса опасности. Следует отметить, что суммарный индекс опасности отхода ( $K_{\text{сигма}}$ ) уменьшается в ряду: парковые зоны – жилые зоны – автотранспортные дороги. Поведение  $K_{\text{сигма}}$  является естественным – повышение уровня антропогенного загрязнения в районе зон зеленых насаждений увеличивает содержание тяжелых металлов. Значение  $K_{\text{сигма}}$  для проб опалых листьев, отобранных вблизи автотранспортных дорог, находится на границе III класса. Можно предположить, что с учетом абсолютной ошибки методик измерений ТМ и стандартного отклонения полученных усредненных результатов данный вид отходов следует отнести к опасным. Это исключает упрощенную схему дальнейшего использования (обращения) данных отходов в различных видах хозяйственной деятельности. Но, детальное рассмотрение данных табл. 4 показывает, что во всех случаях лимитирующими для расчета  $K_{\text{сигма}}$  яв-

ляются индексы токсичности ( $K_i$ ) химических компонентов III класса токсичности. При этом, содержание водорастворимых миграционных форм химических компонентов I и II класса токсичности на несколько порядков меньше значений соответствующих ПДК. Таким образом, можно утверждать, что опалая листва относится к отходам IV класса опасности независимо от уровня антропогенного загрязнения зон ее образования и накопления.

Таблица 4

Расчет класса опасности отходов опалых листьев

	Содержание металла, мг/кг (класс опасности)						
	Pb (I)	Cd (I)	Zn (I)	Cu (II)	Ni (II)	Mn (III)	Fe (III)
ПДК <sub>вал.</sub> , мг/кг	32,0					1500,0	1000,0
ПДК <sub>под.</sub> , мг/кг	6,0	0,5	23,0	3,0	4,0		
Отходы опалых листьев с мест отбора проб: П1...П8							
W <sub>вал.</sub> , мг/кг	12,9471	0,98532	20,9784	10,7348	14,8951	25,0382	38,9576
W <sub>под.</sub> , мг/кг	0,00032	0,00027	1,97745	0,38089	0,01053	5,01035	21,3577
W <sub>вод.</sub> , мг/кг	0,00010	0,00010	0,08791	0,02882	0,00645	0,00546	5,26810
K <sub>i</sub> (ПДК)	60000	5000	261,6	104,0	620,2	274725	189,8
K <sub>сигма</sub>	40,6						
Отходы опалых листьев с мест отбора проб: Ж1...Ж6							
W <sub>вал.</sub> , мг/кг	8,78950	0,56234	14,8597	8,52361	9,25142	15,03578	18,9785
W <sub>под.</sub> , мг/кг	0,00030	0,00012	1,58235	0,03125	0,01002	4,091035	11,8532
W <sub>вод.</sub> , мг/кг	0,00010	0,00010	0,08012	0,02215	0,00578	0,006460	4,87952
K <sub>i</sub> (ПДК)	60000	5000	287,1	135,4	692,0	232198	204,9
K <sub>сигма</sub>	69,7						
Отходы опалых листьев с мест отбора проб: Т1...Т8							
W <sub>вал.</sub> , мг/кг	12,9853	3,52458	25,3658	11,5862	16,8795	25,68531	58,9864
W <sub>под.</sub> , мг/кг	0,00256	0,01897	3,85236	0,58974	2,56842	6,085120	27,5236
W <sub>вод.</sub> , мг/кг	0,00010	0,00200	0,11258	0,02051	0,08965	0,012850	8,96351
K <sub>i</sub> (ПДК)	60000	250	204,3	146,3	44,6	116731	111,6
K <sub>сигма</sub>	33,6						

Как отмечалось выше, главная цель представленного исследования – изучить эколого-токсикологическую безопасность применения опалых листьев в качестве вторичного сырья. Результаты расчетов, представленные в табл. 4, это наглядно демонстрируют. Однако, данный анализ является неполным. Это связано с тем, что изучаемые отходы морфологически состоят из двух компонентов: листовые пластинки и пыль различной дисперсности на их поверхности. Учитывая перспективы промышленного использования данных отходов, необходимо знать уровень загрязнения непосредственно листовых пластинок – как потенциального вторичного сырья. Для реализации этой задачи был поставлен дополнительный эксперимент, в ходе которого пробы отходов опалой листвы

отмывались дистиллированной водой в два приема по 5 минут контакта пробы с растворителем при интенсивном перемешивании. Далее, полученные значения содержания тяжелых металлов (Wh) в образцах отмытых отходов сравнивались со значениями, приведенными в табл. 4 (W). Сравнение полученных результатов представлено в виде нормализованной гистограммы на рис. 1.

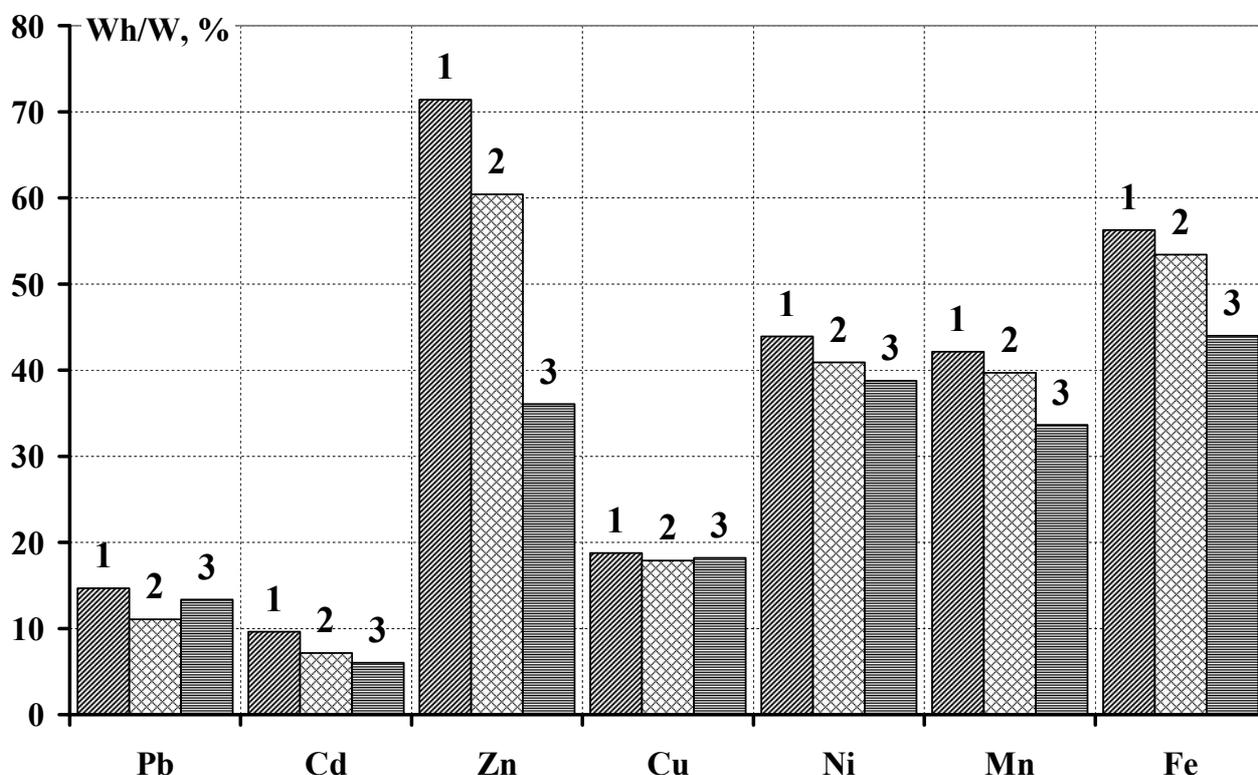


Рис. 1. Содержания тяжелых металлов (Wh, мг/кг) в пробах отмытых опавших листьев, нормализованное по исходному значению содержания тяжелых металлов (W, мг/кг): 1 – места отбора проб П1...П8, 2 – места отбора проб Ж1...Ж6, 3 – места отбора проб Т1...Т6 в соответствии с табл. 1.

Графические зависимости на рис. 1 показывают, что остаточное содержание ТМ в пробах отходов опавшей листвы после отмывки в среднем составляет 30...45 % от начального значения. Следовательно, естественная запыленность отходов оказывает доминирующее влияние на уровень их загрязнения тяжелыми металлами и на показатели их эколого-токсикологической безопасности. В подтверждение этой гипотезы следует отметить, что максимальное снижение содержания ТМ наблюдается для зон зеленых насаждений с наибольшим запылением (1 гистограммы на рис. 1). С учетом данных, полученных в дополнительном эксперименте, исследуемая опавшая листва относится к малоопасным отходам.

#### **Выводы.**

1. Опавшая листва различных зон зеленых насаждений города Днепропетровска в соответствии с ДСанПиН 2.2.7.029-99 относится к отходам четвертого класса опасности.

2. Уровень антропогенного загрязнения в районе образования или накопления опавшей листвы оказывает влияние на количественные показатели за-

грязнения данных отходов тяжелыми металлами, но не влияет на общую эколого-токсикологическую оценку данного отхода.

3. Естественная запыленность опавшей листвы является лимитирующим фактором в оценке класса опасности данного отхода.

4. С эколого-токсикологической точки зрения опалую листву можно рекомендовать для использования в качестве вторичного сырья для нужд различных отраслей народного хозяйства.

5. Учитывая низкую экологическую опасность опалой листвы и ее высокий коммерческий потенциал, необходима разработка упрощенных схем обращения с отходами данного типа. По нашему мнению, это увеличит инвестиционную привлекательность утилизации данных отходов и уменьшит антропогенную нагрузку на городские системы.

#### Список литературы

1. Предельно допустимые концентрации (ПДК) химических веществ в почве [Текст]: ГН 2.1.7.2041-06, утв. Пост. Глав. гос. сан. врача РФ № 1 от 23 января 2006 г, зарегистрировано в Минюсте РФ 7 февраля 2006 г. N 7470.

2. Гігієнічні вимоги щодо поводження з промисловими відходами та визначення їх класу небезпеки для здоров'я населення [Текст]: ДСанПіН 2.2.7.029-99, завтв. Пост. Гол. держ. сан. Лікаря України № 29 від 01.07.1999.

3. Межгосударственный стандарт Почвы: Классификация химических веществ для контроля загрязнения [Текст]: ГОСТ 17.4.1.02-83, введен в действие 01.01.1985, редакция от 19.07.2010.

4. В Донецке готовят уникальный проект по утилизации опавших листьев [Текст]: Информационное сообщение от 23 Ноября 2011 / информационный сайт «Весь Донецк» - РИА «СССР», 2011 г., режим доступа <http://alldonetsk.com/news/514-v-donecke-gotovyat-unikalnyy-proekt-po-utilizacii-opavshih-listev.html>.

5. Патент № 27855 UA, МПК C05F 11/00 (2006). Спосіб отримання бактеріального добрива [Текст] / Кочка К.О. (UA) – заявник та патентовласник / Кочка К.О. (UA) - № 10/200710769, заявл. 01.10.2007, опубл. 12.11.2007, бюл. № 18 – 4 с.

6. US Patent 5524423 US, Int.Cl. (2006) B65B 11/00, D65D 65/46, B65D 63/10, E04H 15/62. Composting and leaf collection kit and method [Text] / Inv. Reginald J. Haley (USA) – appl. No.:273851, filed Jul. 12, 1994; date of patent Jun. 11, 1996 – 5 p.

7. Leaf Log[Video]: BBC Breakfast News, 06:53, Sept. 15, 2011 / YouTube Inc. – URL: [http://www.youtube.com/watch?v=ekUPIocrWEM&feature=player\\_embedded#!](http://www.youtube.com/watch?v=ekUPIocrWEM&feature=player_embedded#!).

8. Про відходи [Текст]: Закон України від 05.03.1998 № 187/98-ВР [станом від 01.08.2012 – Закон України від 06.07.2012 № 5179-VI] // Відомості Верховної Ради України – 1998. - N 36-37. - ст.242.

9. Гуцуляк В. М. Ландшафтна екологія [Текст]: Геохімічний аспект [навч. пос.] / В. М. Гуцуляк – Чернівці: Рута, 2002. – 272 с. – ISBN 966-568-582-1.

10. Стеценко Д. О., Балансовий розподіл важких металів у компонентах лісової екосистемі[Текст] / Д. О. Стеценко, В. М Смирнов., В. В. Долін // Збірник наукових праць Інституту геохімії навколишнього середовища. – 2007. – Вип. 15. – С. 109-114.

11. Мазуряк О. Т., Важкі метали у системі «грунтр-рослина» [Текст] / О. Т. Мазуряк, О. А. Мицук, С. В. Мідяний // Науковий вісник ЛНАВМ ім. С.З. Гжицького – 2007. – Том. 9, №2 (33), Ч. 3. – С.210-215.

12. Корнелю Н. М., Особливості біологічної акумуляції важких металів деревною рослинністю в умовах антропогенного тиску[Текст] / Н. М. Корнелю // Вісник Черкаського університету: Науковий журнал. – Черкаси. – Вип. 156. – Серія: Біологічні науки. – С. 31-37.

13. Бессонова В. П., Вміст важких металів у листі дерев і чагарників в умовах техногенного забруднення різного походження[Текст] / В. П. Бессонова, І. А. Зайцева // Питання біоіндикації та екології. – Запоріжжя: ЗНУ, 2008. – Вип. 13, № 2. – С. 62–77.

14. Якуба М. С. Вміст важких металів у компонентах поркових деревних угруповань м. Дніпропетровськ[Текст] / М. С. Якуба // Питанні степового лісознавства та рекультивациі земель. – Дн-ськ: ДНУ. – 2011. – Вип. 40. - С.76-81.

15. Якуба М. С., Топологічні особливості накопичення важких металів у підстильці та опаді штучних насаджень Присамарья Дніпровського[Текст] / М. С. Якуба // Екологія та ноосферологія. – 2008. – Т. 19. № 3-4. – С. 67-76.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.  
Надійшла до редакції 01.10.2012*

УДК 519.6

© Н.Н. Беляев, А.В. Берлов, А.И. Губин

## **МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОГРЕВА КОРПУСА ПЕРВОЙ СТУПЕНИ РАКЕТЫ РС-22 ПРИ ИНИЦИИРОВАННОМ ВОЗДЕЙСТВИИ**

Построена математическая модель прогрева корпуса первой ступени межконтинентальной стратегической ракеты РС-22. Расчет основан на применении структурного метода для решения задачи теплопроводности в составных конструкциях. Определено время прогрева корпуса ракеты до воспламенения твердого топлива.

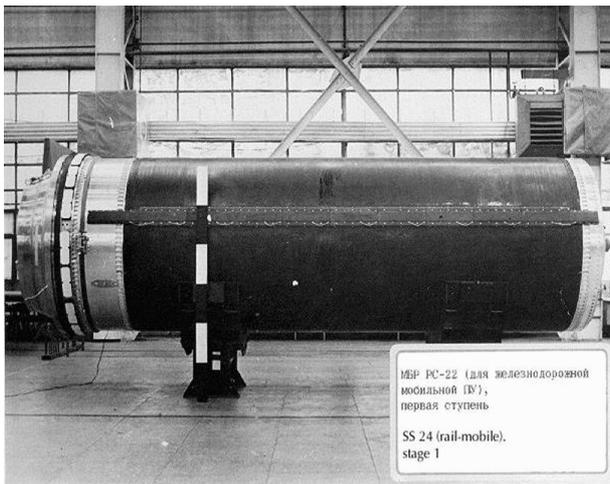
Побудована математична модель прогріву корпусу першої ступені міжконтинентальної стратегічної ракети РС-22. Розрахунок ґрунтується на використанні структурного методу для розв'язання задачі теплопровідності в складених конструкціях. Визначений час прогріву корпусу ракети до запалювання твердого палива.

The mathematical model of warming up of corps the first stage of the intercontinental strategic rocket RS-22 is built. A calculation is based on application of structural method for the decision of task of heat conductivity in component constructions. Time of warming up of corps rocket to the self-ignition of hard fuel is found.

На Павлоградском химическом заводе (ПХЗ) хранится твердое топливо межконтинентальной баллистической ракеты РС-22 (рис.1).

Данная ракета являлась трехступенчатой и старт ее осуществлялся с железнодорожной платформы (рис.2). Наличие твердого ракетного топлива (ТРТ) на территории ПХЗ создает угрозу интенсивного загрязнения окружающей среды в случае аварийной ситуации на объекте [1,2]. Возгорание топлива, находящегося на хранении, возможно в случае внешнего воздействия (теракт, авария). Представляет большой практический интерес прогноз возможного загрязнения атмосферы и масштаба поражения при горении данного топлива [1-3].

**Цель и задачи исследований.** В настоящей работе рассматривается первый этап решения этой сложной задачи – расчет времени возгорания твердого ракетного топлива (ТРТ) при инициированном воздействии на корпус ракеты (рис.1).



ИБР РС-22 (для железнодорожной подвижной (ВУ), первая ступень  
SS 24 (rail-mobile), stage 1

Рис. 1. I ступень ракеты РС-22

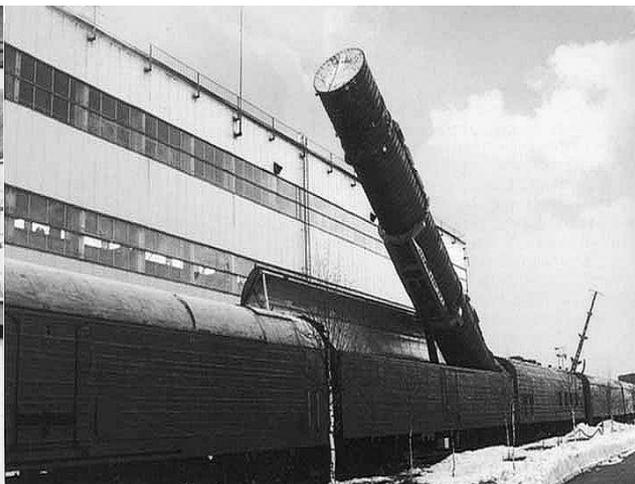


Рис. 2. Постановка РС-22 в боевое положение

Будем считать, что в результате внешнего воздействия вблизи корпуса первой ступени РС-22 (рис.1) появился источник возгорания. Ставится задача расчета теплового прогрева корпуса ракеты с целью определения времени, после которого начнется горение топлива.

Анализ научных публикаций показал отсутствие исследований по данному направлению.

**Изложение основного материала исследований.** Поскольку рассматривается ситуация инициированного теплового воздействия на корпус ракеты, то будем считать, что источник выделения тепла (например горящий материал) находится максимально близко к корпусу.

Корпус I ступени ракеты РС-22, внутри которого находится ТРТ представляет собой многослойную составную конструкцию (рис.3). Толщины слоев вдоль корпуса различны. При построении модели будем считать, что известны толщины слоев и их теплофизические характеристики. Диаметр корпуса ракеты составляет 2 метра, в связи с чем будем рассматривать стенки корпуса I ступени как систему плоских пластин: толщины слоев во много раз меньше диаметра корпуса ракеты.

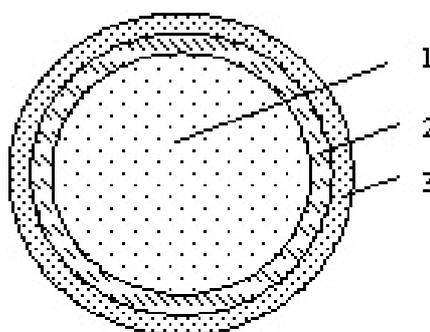


Рис. 3. Расчетная схема конструкции: 1 – ТРТ; 2 – резина; 3 – материал типа "KEVLAR"

Для моделирования процесса прогрева корпуса ракеты будем использовать уравнение теплопроводности и соответствующие начальные и граничные условия. Задача теплопроводности для кусочно-однородного тела, состоящего из  $m$  параллельных плоских слоев, учитывая, что для каждого слоя брались локальная система координат ( $0_v \leq x_v \leq R_v$ ), формулируется следующим образом:

$$\beta_v \frac{\partial^2 T_v(x, Fo)}{\partial x^2} = \frac{\partial T_v(x, Fo)}{\partial Fo}, \quad 0 \leq x \leq 1, \quad Fo \geq 0, \quad (1)$$

$$T_v(x, Fo)|_{Fo=0} = \varphi_v(x), \quad v = 1..m-1, \quad (2)$$

$$\begin{cases} \frac{\partial T_1(x, Fo)}{\partial x} \Big|_{x=0} = 0 \\ k \frac{\partial T_m(x, Fo)}{\partial x} \Big|_{x=1} = hBi[f(Fo) - MT_m(x, Fo)] \Big|_{x=1} \end{cases} \quad (3)$$

$$\begin{cases} T_{v+1}(0, Fo) = T_v(1, Fo) \\ \frac{\partial T_v(x, Fo)}{\partial x} \Big|_{x=1} = \mu_{v+1,v} \frac{\partial T_{v+1}(x, Fo)}{\partial x} \Big|_{x=0}, \end{cases} \quad (4)$$

где  $\beta_v = \frac{a_v}{a_0} \cdot \frac{R_0^2}{R_v^2}$ ,  $x = \frac{x_v}{R_v}$ ,  $\mu_{v+1,v} = \frac{\lambda_{v+1}}{\lambda_v} \frac{R_v}{R_{v+1}}$ ,  $Fo = \frac{a_0}{R_0^2} \cdot \tau$ ,  $Bi = \frac{\alpha}{\lambda_m} \cdot R_m$ ,

$a_0, R_0$  – коэффициент температуропроводности и линейный размер, служащие для обезразмеривания величин,  $f(Fo)$  – граничная функция, которая в зависимости от граничных условий является либо температурой (граничное условия первого рода), либо тепловым потоком (граничное условия второго рода). Задавая соответствующие значения параметрам  $k, h, M$ , можно получить граничное условие первого, второго или третьего рода.

Температурное поле для ТРТ не рассчитывалось. Тепловой поток на поверхности контакта ТРТ и стенки корпуса полагался равным нулю.

На первом этапе моделирования будем считать, что на стыках слоев реализуются условия идеального теплового контакта.

**Метод решения.** Решение задач нестационарной теплопроводности в настоящее время возможно численными и аналитическими методами. Преимущества и недостатки этих методов изложены в [4,5]. Применение численных методов может оказаться плодотворным, например, после предварительного аналитического решения соответствующей задачи. Когда решение уже получено в виде рядов, определенных интегралов и т. д., то численное суммирование рядов, вычисление интегралов является для современной ЭВМ достаточно простой задачей.

Методы интегральных преобразований обладают рядом преимуществ по сравнению с другими аналитическими методами (Фурье, функций источников, тепловых потенциалов и др.). Они позволяют получать решение в удобном для численных расчетов виде. Процесс получения аналитического решения при применении простых приемов интегральных преобразований значительно сокращается и упрощается [5].

Для решения поставленной задачи был применен структурный метод, основанный на интегральном преобразовании Лапласа, который получил развитие в работах [6-8], применительно к решению задач теплопроводности для многослойных тел.

Суть структурного метода состоит в следующем. Применяя к (1) интегральное преобразование Лапласа по переменной  $Fo$ , получим

$$\frac{d^2 \bar{T}_v(x, p)}{dx^2} = \frac{p}{\beta_v} \bar{T}_v(x, p) + \bar{z}_v(x, p), \quad (5)$$

$\bar{z}_v(x, p) = -\varphi_v(x)$ , где  $p$  – переменная преобразования Лапласа.

Интеграл (5) можно записать в виде:

$$\bar{T}_v(x, p) = C_v ch \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x + D_v sh \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x + \bar{z}_v^*(x, p), \quad (6)$$

где  $\bar{z}_v^*(x, p)$  – частное решение неоднородного уравнения (5);  $C_v, D_v$  – константы интегрирования, определяемые из условий (3), (4), записанных в поле изображений.

Согласно теории линейных дифференциальных уравнений, решение задачи (1)–(4) представимо в виде суммы частных решений (принцип суперпозиции), которые формируются под влиянием следующих компонент воздействия: внешних граничных условий, условий на стыках слоев, начального распределения температуры и взаимного теплового влияния слоев. Решение линейных задач теории теплопроводности в соответствии с теоремой разложения о решении задач нестационарной теплопроводности операционным методом для многослойных плоских тел позволяет избежать недостатков других аналитических методов [4,5].

Последовательно исключая константы интегрирования  $C_{v-1}, D_{v-1}$ , записанных в поле изображений, получим:

$$\begin{aligned} \bar{T}_v(x, p) = & C_1 \left[ l_v ch \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x + \chi_{v-1, v} l_v^* sh \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x \right] + D_1 \left[ \rho_v ch \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x + \chi_{v-1, v} \rho_v^* sh \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x \right] + \\ & + \bar{F}_{v-1, v}(p) ch \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x + \bar{F}_{v-1, v}^*(p) sh \sqrt{\frac{p}{\beta_v}} x, \end{aligned} \quad (7)$$

где  $l_v, l_v^*, \rho_v, \rho_v^*$  – функции  $(p, \beta_{v-1}, A_{v-1, v})$ ;  $\bar{F}_{v-1, v}(p), \bar{F}_{v-1, v}^*(p)$  – функции  $(p, \beta_{v-1, v}, z_v^*, A_{v-1, v}, \omega_{v-1, v}^*)$ ;  $\bar{F}_{1,2}(p) = \bar{z}_1^*(1, p) - \bar{z}_2^*(0, p) + \bar{z}_1^*(1, p)$ ;

$$\bar{F}_{1,2}^*(p) = \mu_{1,2} \left\{ \begin{aligned} & \bar{z}_1^*(1, p) - \mu_{1,2} \bar{z}_1^*(0, p) - W_{1,2}^*(1, p) - \\ & - A_{1,2} \left[ p \bar{z}_1^*(1, p) - \varphi_v(0) \right] \end{aligned} \right\};$$

$$\bar{F}_{v-1,v}(p) = \bar{F}_{v-2,v-1}(p) \left[ ch \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} + \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} sh \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} \right] + \bar{F}_{v-2,v-1}^*(p) \left[ sh \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} + \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} ch \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} \right].$$

Используя условия (3), записанное в поле изображений, получим решение:

$$\bar{T}_v(x, p) = \sum_{l=0}^1 w_{v,r}(x, p) \bar{g}_r(p), \quad (8)$$

$$w_{v,r}(x, p) = \frac{Q_{v,r}(x, p)}{\Psi_m(p)} = \sum_{n=0}^{\infty} \Omega_{n,v}^l(\mu, \varphi) p^n, \quad (9)$$

$$l_v = l_{v-1} \left[ ch \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} + \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} sh \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} \right] + \chi_{v-2,v-1} l_{v-1}^* \left[ sh \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} + \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} ch \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} \right];$$

$$\rho_v = \rho_{v-1} \left[ ch \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} + \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} sh \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} \right] + \chi_{v-2,v-1} \rho_{v-1}^* \left[ sh \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} + \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} ch \sqrt{\frac{p}{\beta_{v-1}}} \right];$$

$$\chi_{v-1,v} = \sqrt{\frac{\beta_v}{\beta_{v-1}}} \mu_{v,v-1}; \quad Q_{v,r}(x, p) = \sum_{n=0}^{\infty} \mu_{n,v}^l(x) \cdot p^n; \quad \Psi_m(p) = \sum_{n=0}^{\infty} \varphi_{n,v} \cdot p^n;$$

$$\bar{g}_0(p) = -g_0 Bi_0 \bar{f}_0(p); \quad \bar{g}_1(p) = g_1 Bi \bar{f}_1(p) - \alpha_1 \sqrt{\frac{p}{\beta_m}} \bar{F}_{m,m+1}^*(p) + k Bi M F_{m,m+1}(p);$$

$$\Omega_{n,v}^l(\mu, \varphi) = \frac{W_{v,l}(x, 0)}{n!}; \quad \Omega_{0,v}^l(\mu, \varphi) = \frac{\mu_{0,v}^l(x)}{\varphi_{0,v}}, \quad \varphi_{0,v} \neq 0;$$

$$\Omega_{n,v}^l(\mu, \varphi) = \frac{\mu_{n,v}^l(x)}{\varphi_{0,v}} - \sum_{i=1}^n \Omega_{n-i,v}^l(\mu, \varphi) \cdot \frac{\varphi_{i,v}}{\varphi_{0,v}}.$$

Переходя к оригиналам функций, следуя [6-8], получим решение

$$T_v(x, Fo) = \sum_{r=1}^{2m} \left\{ \begin{aligned} & \sum_{n=0}^{\infty} \Omega_n \left[ \mu_{n,r}^v(x), \varphi_n \right] \mathfrak{g}_r^{(n)}(Fo) + \\ & + \sum_{k=1}^{\infty} \frac{g_r(p_k)}{\Psi'(\varphi_n, p_k)} Q \left[ p_k, \mu_{n,r}^v(x) \right] \times \\ & \times \exp(-\gamma^2 Fo) \end{aligned} \right\} + z_v^*(x, Fo), \quad (10)$$

$$z_v^*(x, Fo) = \sum_{n=0}^{\infty} \beta_v^n \frac{Fo^n}{n!} \varphi_v^{(2n)}(x). \quad (11)$$

В решении (5) каждой компоненте воздействия  $g_r(Fo)$  соответствует функция

$$T_{v,r}(x, Fo) = \sum_{n=0}^{\infty} \Omega_n \left[ \mu_{n,r}^v(x), \varphi_n \right] \mathfrak{g}_r^{(n)}(Fo) + \sum_{k=1}^{\infty} \frac{\bar{g}_r(p_k)}{\Psi'(\varphi_n, p_k)} Q \left[ \mu_{n,r}^v(x), p_k \right] \times \exp(-\gamma_k^2 Fo). \quad (12)$$

Функции  $T_{v,r}(x, Fo)$  являются простыми структурами решения, соответствующими каждой компоненте воздействия. Функция  $T_v(x, Fo)$ , удовлетворяющая условиям задачи (1)-(4), является общей структурой решения. Последовательности  $\{\mu_{n,r}^v(x)\}$ ,  $\{\varphi_n\}$ ,  $p_k = -\gamma_k^2$ , входящие в простые структуры решения – функциональные комплексы, а  $\Omega_n[\mu_{n,r}^v(x), \varphi_n]$ ,  $Q[\mu_{n,r}^v(x), p_k]$ ,  $\Psi[\varphi_n, p_k]$  – составные комплексы.

Для построения алгоритма расчета температурного поля  $m$  – слойного тела с условиями (1)-(4) необходимо: используя рекуррентные соотношения, вычислить функциональные комплексы  $\mu_{n,r}^v(x)$ ,  $\varphi_n$ ,  $p_k$ ; вычислить составные комплексы  $\Omega_n[\mu_{n,r}^v(x)]$ ,  $Q[\mu_{n,r}^v(x), p_k]$ ,  $\Psi[\varphi_n, p_k]$ ,  $\Psi'[\varphi_n, p_k]$ ; определить компоненты воздействия и вычислить соответствующие им простые структуры; совокупность простых структур и функций  $z_v^*(x, Fo)$  позволяет построить общую структуру решения задачи (5) и тем самым определить температурное поле системы.

Функциональные комплексы  $\{\varphi_n\}_0^\infty$ ,  $\{\mu_{n,r}^v(x)\}_0^\infty$ ,  $p_k = -\gamma_k^2$  найдены в результате аналитических преобразований над бесконечными рядами, в которые входят простые комплексы  $c_{n,v}$ ,  $c_{n,v}^*$ ,  $b_{n,v}$ ,  $b_{n,v}^*$ ,  $L_{n,v,v-i}$ ,  $L_{n,v,v-i}^*$ ,  $S_{n,v,v-i}$ ,  $S_{n,v,v-i}^*$ ,  $a_{n,v}(x)$ , зависящие от геометрических и теплофизических характеристик конструкции.

Рассмотренный метод расчета реализован в виде программы HEATTRANSFER-1 на языке программирования DELPHI.

**Результаты параметрических исследований.** Разработанная программа была использована для проведения параметрических исследований. Значения толщин стенки корпуса, а также теплофизические характеристики материалов слоев приведены в табл. 1.

Таблица 1

Теплофизические и геометрические параметры материалов слоев конструкции

Материал	$\delta$ , мм	$\lambda$ , Вт/(м·К)	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	$c$ , Дж/(кг·К)
резина	5÷10	0,157	1200	1382
материал типа "KEVLAR"	5÷15	0,04	1440	1420

Был проведен ряд расчетов, в которых варьировались толщины и материалы в соответствии с исследуемым поперечным сечением корпуса I ступени.

В результате решения тепловой задачи рассчитывалось температурное поле в сечении корпуса и оценивалось время достижения температуры воспла-

менения ТРТ (наступление аварийной ситуации). Начальная температура конструкции для расчетов была принята равной  $T_0 = 27 \text{ }^\circ\text{C}$ .

В расчетах была принята следующая схема: когда температура поверхности со стороны подводимого теплового потока для очередного слоя стенки корпуса достигала температуры начала его разрушения, этот слой исключался и дальнейшие вычисления проводились для количества слоев на единицу меньше.

На рис.4 представлены расчетные данные времени до возгорания ТРТ при различных толщинах стенки корпуса I ступени ракеты РС-22.

Полученные кривые наглядно отражают характер инициированного воздействия на конструкцию. С увеличением подводимого теплового потока ( $q = 20 \text{ кВт/м}^2$ ;  $q = 25 \text{ кВт/м}^2$ ;  $q = 30 \text{ кВт/м}^2$ ) время до полного разрушения стенки корпуса, как для случая с поврежденными слоями, так и для цельной конструкции, очень мало и практически одинаково для различных сечений. При меньших тепловых потоках ( $q = 10 \div 20 \text{ кВт/м}^2$ ) наблюдается значительное изменение в увеличении времени до возникновения аварийной ситуации, в зависимости от варианта сечения корпуса и степени его повреждения.

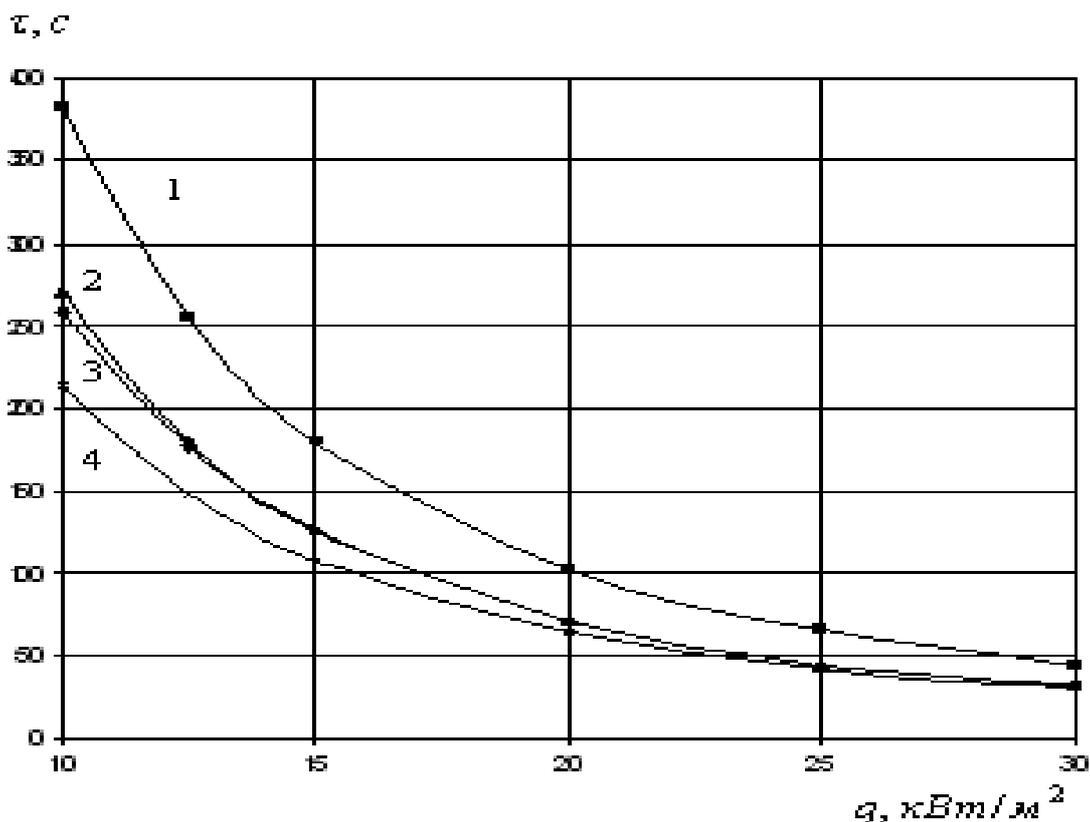


Рис. 4. Время до возгорания ТРТ при различных толщинах стенки корпуса I ступени: 1 – твердая резина (5 мм) + материал типа "KEVLAR" (5 мм) + мягкая резина (5 мм) (неповрежденный корпус); 2 – материал типа "KEVLAR" (5 мм) + мягкая резина (5 мм) (неповрежденный корпус); 3 – материал типа "KEVLAR" (3 мм) + мягкая резина (5 мм) (поврежденный корпус); 4 – материал типа "KEVLAR" (1 мм) + мягкая резина (5 мм) (поврежденный корпус)

На рис.5 приведено изменение температуры во времени на стыке слоев корпуса для случая неповрежденного корпуса. Толщина слоев резины и материала типа "KEVLAR" бралась равной 5 мм.

Вид кривых на рис. 5 отображает принятую расчетную схему. Все изображенные кривые выходят из одной точки, которая соответствует начальной температуре системы. Температура на стыке остается практически неизменной до разрушения внешнего слоя. Затем происходит нагрев и характер кривых меняется. Видна зависимость времени нагрева для различных значений теплового потока, вызванного инициированным воздействием.

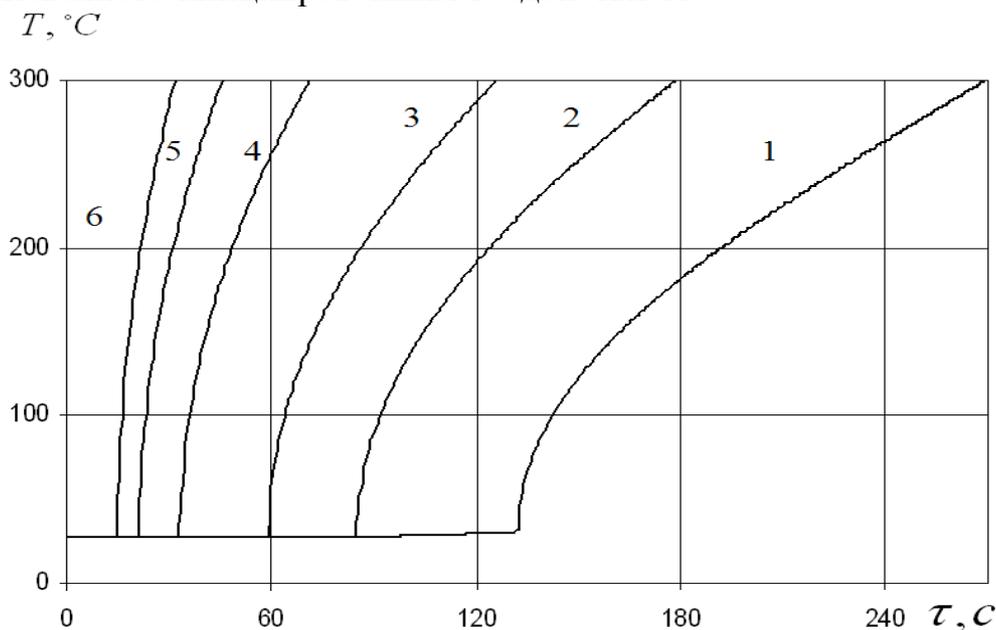


Рис. 5. Распределение температуры на стыке слоев изоляции I ступени ракеты РС-22 (неповрежденный корпус): 1 –  $q = 10 \text{кВт}/\text{м}^2$ ; 2 –  $q = 12,5 \text{кВт}/\text{м}^2$ ; 3 –  $q = 15 \text{кВт}/\text{м}^2$ ; 4 –  $q = 20 \text{кВт}/\text{м}^2$ ; 5 –  $q = 25 \text{кВт}/\text{м}^2$ ; 6 –  $q = 30 \text{кВт}/\text{м}^2$

На рис.6 приведено изменение температуры во времени на стыке слоев для случая поврежденного корпуса. Толщины резины и материала типа "KEVLAR" брались равными 5 мм и 3 мм соответственно.

Различие для двух вариантов расчета – неповрежденного и поврежденного корпусов (см. рис.5 и рис. 6) заключается в том, что при поврежденной конструкции прогрев внутреннего слоя корпуса осуществляется интенсивней. Увеличение температуры на стыке слоев к началу разрушения внешнего слоя может достигать порядка 30% от общего повышения температуры до возгорания и разрушения внутреннего слоя.

Таким образом, результаты вычислительного эксперимента показывают, что возгорание топлива может начаться крайне быстро и в случае выхода из строя противопожарной системы создается угроза развития пожара и поражения персонала.

Следует отметить, что при инициированном воздействии (теракт) на корпус ракеты могут использоваться современные портативные лазеры, мощность

которых на данный момент уже достигает 1 Вт, а создаваемая ими плотность теплового потока может превысить расчетные на порядки [9]. Нужно обратить внимание на то, что лазерные устройства четвертого класса, которым является Arctic Spider III, вообще не относятся к разряду потребительских и должны эксплуатироваться только сертифицированными специалистами, в то время как они разрешены для свободной продажи любому желающему.

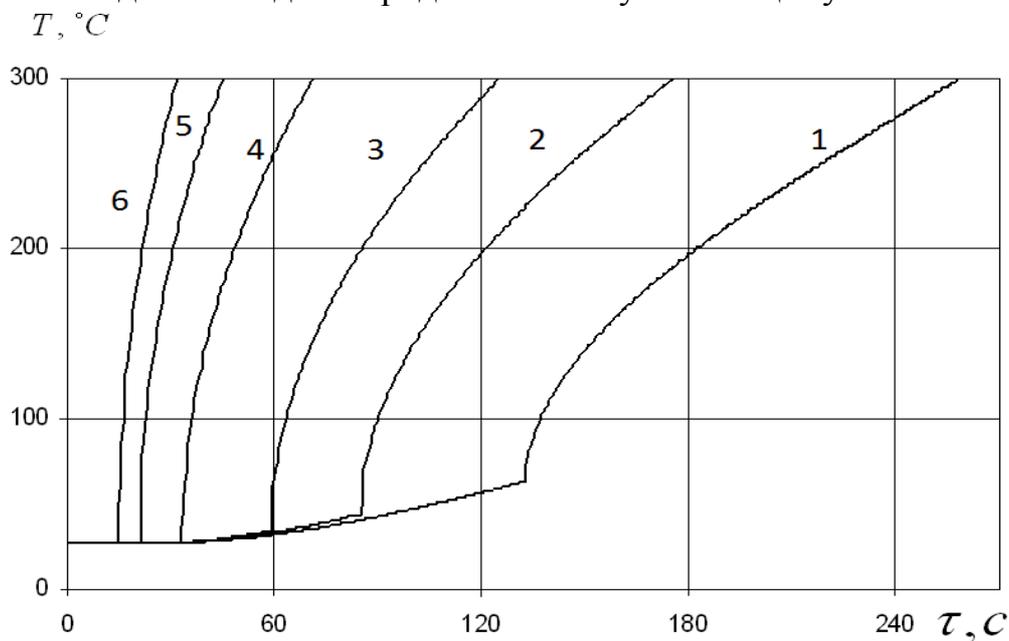


Рис. 6. Распределение температуры на стыке слоев изоляции I ступени ракеты РС-22 (поврежденный корпус): 1 –  $q = 10 \text{ кВт/м}^2$ ; 2 –  $q = 12,5 \text{ кВт/м}^2$ ; 3 –  $q = 15 \text{ кВт/м}^2$ ; 4 –  $q = 20 \text{ кВт/м}^2$ ; 5 –  $q = 25 \text{ кВт/м}^2$ ; 6 –  $q = 30 \text{ кВт/м}^2$ .

**Выводы.** Разработана методика расчета прогрева корпуса I ступени ракеты РС-22 при инициированном тепловом воздействии. Методика расчета основывается на аналитическом решении задачи теплопроводности для многослойного тела.

На основе разработанной модели проведен ряд вычислительных экспериментов. Дальнейшую разработку модели следует проводить в направлении учета в ней условий неидеального теплового контакта на стыках слоев конструкций.

#### Список литературы

1. Антошкина Л. И. Оценка экологического риска при авариях с химически опасными веществами / Л. И. Антошкина, Н. Н. Беляев, Е. Ю. Гунько – Днепропетровск.: Наука и образование, 2008. – 132 с.
2. Згуровский М. З. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К.: Наукова думка, 1997. – 367 с.
3. Швыдько П. В. Экологические последствия утилизации твердого ракетного топлива / П. В. Швыдько // Науковий вісник НГУ. – 2009. – № 8. – С. 87-91.
4. Карташов Э. М. Аналитические методы в теории теплопроводности твердых тел. Э. М. Карташов. – М.: Высшая школа, 2001. – 540 с.

5. Кудинов В. А. Аналитические решения задач тепломассопереноса и термоупругости для многослойных конструкций / В. А. Кудинов, Э. М. Карташов, В. В. Калашников – М.: Высш. шк., 2005. – 430 с.

6. Веселовський В.Б. Розрахунок температурних полів складених конструкцій / В.Б. Веселовський, О.В. Берлов // Вісник ТДТУ. – Тернопіль. – Вип.№1, 2008. – С.161-170.

7. Веселовский В.Б. Структурные решения задач нестационарной теплопроводности для составных теплозащитных покрытий / В.Б. Веселовский, А.В. Берлов // Зб. Наук. пр. ДНУ. – Д.: Диференціальні рівняння та їх застосування. 2005. – С.62-72.

8. Берлов А.В. Решение структурным методом задач теплопроводности для составных элементов конструкций при воздействии электромагнитных полей / А.В. Берлов // Зб. Наук. пр. ДНУ. – Д.: Диференціальні рівняння та їх застосування. 2006. – С.73-81.

9. Мощнейший портативный лазер Wicked Lasers Arctic Spider III [Электрон. ресурс] / Режим доступа: <http://xage.ru/comments.php?id=15873>.

*Рекомендовано до публікації д.т.н.Голіньком В.І.  
Надійшла до редакції 26.10.2012*

УДК 625.35

© Н.Н. Беляев, Е.К. Нагорная

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ВЕРТИКАЛЬНОГО ОТСТОЙНИКА НА БАЗЕ 3D CFD МОДЕЛИ**

Разработана 3D CFD модель для расчета вертикального отстойника. Модель основывается на численном интегрировании уравнения конвективно-диффузионного переноса примеси и модели потенциального течения. Приводятся результаты вычислительного эксперимента.

Розроблено 3D CFD модель для розрахунку вертикального відстійника. Модель базується на чисельному інтегруванні рівняння конвективно-дифузійного переносу домішки та моделі потенціальної течії. Наведено результати чисельного експерименту.

3D CFD model developed to calculate the vertical settlers. The model is based on numerical simulations of convection-diffusion transport of impurities and the potential flow model/ The results of numerical experiments.

**Введение.** Канализационные отстойники (первичные, вторичные) являются одним из важнейших элементов в системе очистки сточных вод. Данные сооружения определяют, в значительной степени, эффективность функционирования комплекса очистных сооружений в целом. Кроме этого, необходимо учитывать, что после вторичных отстойников сточные воды, содержащие определенную долю взвешенных веществ, сбрасываются в водоем. Поэтому обеспечение эффективной очистки воды на вторичных отстойниках является важнейшим средством защиты поверхностных вод от загрязнения взвешенными веществами.

При разработке систем очистки воды для малых предприятий в настоящее время широко применяются вертикальные отстойники. Оценка эффективности работы этих отстойников на стадии проектирования комплекса очистных сооружений – сложная и ответственная задача. Оперативное решение этой задачи, когда рассматриваются различные варианты отстойников, варьируется их кон-

струкция, габариты и т.п., возможно расчетным путем - на основе метода математического моделирования. К настоящему времени, большинство прикладных методов расчета вертикальных отстойников базируется на применении одномерных кинематических моделей транспорта загрязнителя в отстойниках [3,4,9] или на применении нуль-мерных (балансовых) моделей [1]. Эти модели не позволяют учитывать гидравлический режим работы отстойника и его геометрическую форму. Наиболее совершенным инструментом математического моделирования работы отстойника являются многомерные CFD модели. В настоящее время, в Украине, многомерные CFD модели для расчета отстойников, имеющих сложную геометрическую форму – не разрабатываются. В этой связи, актуальной проблемой является разработка эффективных методов расчета вертикальных отстойников, основанных на применении CFD моделей и позволяющих оперативно, с малыми финансовыми затратами, рассчитывать данные сооружения, с учетом их конструктивных особенностей.

Целью данной работы является разработка 3D CFD модели массопереноса в вертикальном отстойнике, позволяющей учитывать при моделировании геометрическую форму отстойника.

**Математическая модель транспорта загрязнителя.** Для расчета транспорта загрязнителя в вертикальном отстойнике используется 3D уравнение переноса примеси [5,7]

$$\begin{aligned} \frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial vC}{\partial y} + \frac{\partial (w - w_s)C}{\partial z} + kC = \\ = \frac{\partial}{\partial x} \left( \mu_x \frac{\partial C}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left( \mu_y \frac{\partial C}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left( \mu_z \frac{\partial C}{\partial z} \right), \end{aligned} \quad (1)$$

где  $C$  – концентрация загрязнителя в воде;  $u, v, w$  – компоненты вектора скорости течения;  $\mu_x, \mu_y, \mu_z$  – коэффициенты диффузии;  $t$  – время;  $w_s$  – скорость оседания загрязнителя;  $k$  – коэффициент, учитывающий процессы биохимического окисления в отстойнике.

*Краевые условия для уравнения переноса.*

На твердых непроницаемых границах реализуется граничное условие вида

$$\frac{\partial C}{\partial n} = 0,$$

где  $n$  – единичный вектор внешней нормали к твердой поверхности.

На твердых горизонтальных поверхностях отстойника в численной модели реализуется граничное условие «выпадения» загрязнителя из потока со скоростью  $w_s$ . На входной границе (граница входа потока сточных вод в отстойник) ставится условие:

$$C|_{\text{граница}} = C_E$$

где  $C_E$  – известное значение концентрации загрязнителя.

На выходной границе расчетной области, в численной модели ставится «циклическое» (мягкое) граничное условие вида

$$C(i+1, j, k) = C(i, j, k),$$

где  $i+1, j, k$  – номер разностной ячейки на выходе из отстойника.

В начальный момент времени полагается  $C=0$  в расчетной области. Задача распространения загрязнителя в отстойнике решается на установление решения.

**Модель гидродинамики.** Для решения гидродинамической задачи - определения поля скорости в отстойнике, используется 3D модель потенциального течения. В этом случае моделирующее уравнение имеет вид [6]

$$\frac{\partial^2 P}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial z^2} = 0 \quad (2)$$

где  $P$  - потенциал скорости.

Для уравнения (2) ставятся следующие граничные условия [6]:

- на твердых стенках отстойника, перегородках внутри него:  $\frac{\partial P}{\partial n} = 0$ , где  $n$

- единичный вектор внешней нормали к твердой границе;

- на входной границе (область втекания сточных вод в отстойник) :

$\frac{\partial P}{\partial n} = V_n$ , где  $V_n$  - известное значение скорости втекания;

-на выходной границе расчетной области (область выхода осветленных вод из отстойника)  $P = P^*(x = const, y) + const$ . (условие Дирихле)

После расчета поля потенциала скорости осуществляется расчет компонент вектора скорости потока сточных вод на базе зависимостей [6]

$$u = \frac{\partial P}{\partial x}, \quad v = \frac{\partial P}{\partial y}, \quad w = \frac{\partial P}{\partial z}.$$

**Численное решение уравнений модели.** Численный расчет реализуется на прямоугольной разностной сетке. Значение концентрации загрязнителя и потенциала скорости рассчитывается в центрах разностных ячеек, а значение компонент вектора скорости – на гранях контрольных объемов (ячеек). Формирование геометрической формы отстойника на прямоугольной разностной сетке, осуществляется с помощью метода маркирования [2,5]. Такой подход дает возможность пользователю быстро формировать любую геометрическую форму отстойника, без каких либо налагаемых на нее ограничений.

Для численного интегрирования уравнения переноса загрязнителя в отстойнике применяется попеременно – треугольная неявная разностная схема расщепления [2,5]. Для численного интегрирования уравнения (2) используется метод Либмана [8].

**Практическая реализация модели.** На основе построенной 3D CFD модели разработан специализированный код «Settler-3D». Для программирования использовался *FORTRAN*.

Построенная численная модель была использована для моделирования процесса массопереноса в вертикальном отстойнике с перегородкой и пластиной, которая располагается перед перегородкой (рис.1) . Вертикальная перего-

родка перегородивает отстойник по всей ширине, пластина – лишь частично. То есть, поток сточных вод обтекает пластину со всех сторон, а перегородку – только снизу (рис. 1.). Цель расчета - применение построенной трехмерной численной модели для оценки эффективности очистки воды в отстойнике рассматриваемой конструкции. При моделировании полагается, что скорость осаждения загрязнителя в отстойнике зависит от концентрации загрязнителя и эта зависимость выражается моделью Thomas & Vesilind [10]

$$v_s = ke^{-nC}.$$

При проведении вычислительного эксперимента полагается  $k=0,8$ ,  $n=0,35$ .

Вычислительный эксперимент проводился при таких параметрах: длина отстойника – 6 м; ширина – 4,2 м; глубина - 5,8 м; скорость потока на входе в отстойник 12 м/ч; коэффициент диффузии по всем координатным направлениям –  $3 \text{ м}^2/\text{ч}$ ; коэффициент биохимического окисления  $\sigma=0$ ; высота перегородки – 2,9 м; высота пластины 2,3 м; ширина пластины 2 м. Концентрация загрязнителя во входящем в отстойник потоке равна  $3000 \text{ г}/\text{м}^3$ .

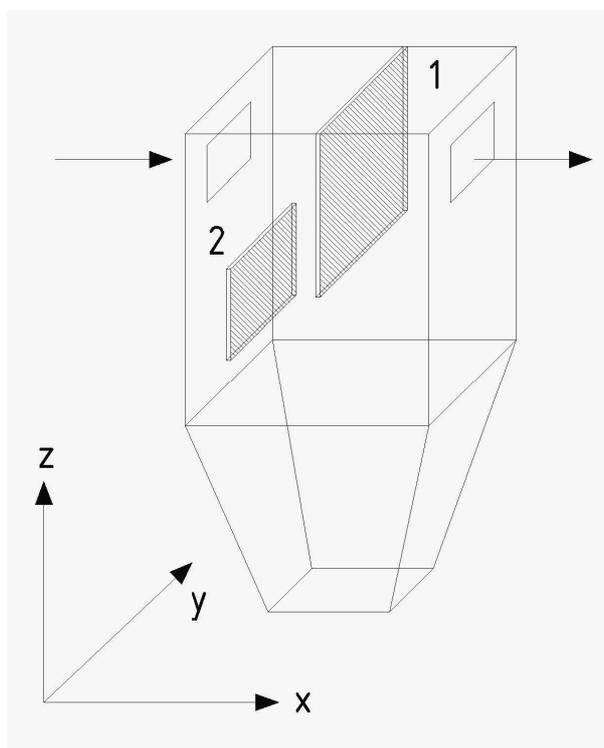


Рис. 1. Схема вертикального отстойника с перегородкой и пластиной

На рис. 2 представлено распределение значения концентрации загрязнителя в отстойнике (вид сбоку). В этом сечении показано, где происходит вход и выход сточных вод из отстойника. Значение концентрации на рисунке представлено в безразмерном виде: каждое число – это величина концентрации в процентах от величины входной концентрации. Печать чисел осуществляется

по формату «целое число», т.е. дробная часть числа не выдается на печать. Это значит, что если, например, в какой-то расчетной точке значение концентрации составляет «75.86%» от концентрации на входе в отстойник, то на печать будет выведено число «75». Такой вывод результатов на печать принят для проведения быстрого их анализа.

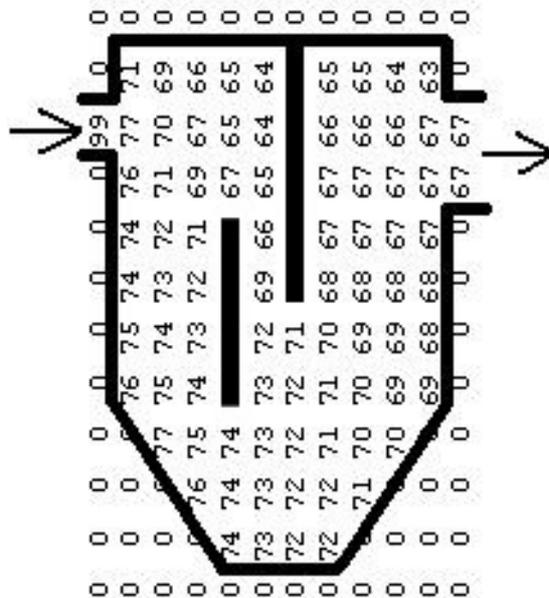


Рис. 2. Распределение концентрации загрязнителя в вертикальном отстойнике с перегородкой и пластиной (сечение  $y=1,8$  м, концентрация внутри отстойника - в процентах от величины входной концентрации)

Из рис. 2 хорошо видно, что наличие пластины в потоке приводит к неравномерному распределению концентрации загрязнителя вблизи ее: так над пластиной концентрация составляет величину порядка 67%, а под пластиной – порядка 74%. Из данного рисунка видно, что концентрации загрязнителя на выходе из сооружения составляет порядка 67 % от входящей концентрации (в абсолютных числах – 2041 г/л.). Но в другой части выходного сечения эта величина составляет - 2058 г/л, т.е величину порядка 68%. Таков эффект очистки в данном сооружении при выбранных параметрах.

В заключение отметим, что для расчета одного варианта задачи потребовалось 1 мин. компьютерного времени. Такие минимальные затраты времени на проведение вычислительного эксперимента являются важным обстоятельством при проведении серийных расчетов на практике.

**Выводы.** В работе рассмотрено применение построенной 3D численной модели для исследования процесса массопереноса в вертикальном отстойнике сложной геометрической формы. Разработанная модель дает возможность оперативно рассчитать эффект очистки воды в отстойнике. Дальнейшее направление данной работы следует проводить в направлении разработки модели процесса массопереноса в отстойниках на базе модели отрывных вихревых течений идеальной жидкости.

### Список литературы

1. Таварткиладзе И.М., А.М. Кравчук А.М., Нечипор О.М. Математическая модель расчета вертикальных отстойников с перегородкой. // Водоснабжение и санитарная техника Выпуск №1, ч. 2, 2006 г., с. 39-42.
2. Беляев Н.Н., Коренюк Е.Д., Хрущ В.К. Компьютерное моделирование динамики движения и загрязнения подземных вод.-Днепропетровск: Наука и образование, 2001.-156 с.
3. Олейник А.Я., Калугин Ю.И., Степовая Н.Г., Зябликов С.М.. Теоретический анализ процессов осаждения в системах биологической очистки сточных вод. //Прикладная гидромеханика. 2004 г. Том 6 (78), №4. с.62-67.
4. Степова Н.Г., Калугін Ю.І., Олійник О.Я. До розрахунку вертикального відстійника з урахуванням форми його нижньої частини. // Проблеми водопостачання, водовідведення та гідравлики. 2010 г., Випуск №14, с.145 -151.
5. Згуровский М.З. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М.З. Згуровский, В.В. Скопецкий, В.К. Хрущ, Н.Н. Беляев. – К.: Наук. думка, 1997. – 368 с.
6. Лойцянский Л. Г. Механика жидкости и газа. - М.: Наука, 1978. – 735 с.
7. Марчук Г. И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды. – М.: Наука, 1982. – 320 с.
8. Роуч П. Вычислительная гидродинамика / П. Роуч. - М.: Мир, 1980. –616 с.
9. Anastasios L. Stamou. A 1-D model for secondary circular clarifiers //Protection and Restoration of the Environment VII-Mykonos 2004.
10. Jeppsson U. Modelling Aspects of Wastewater Treatment Process // Doctoral dissertation. Lund Institute of Technology, Department of Industrial Electrical Engineering and Automation, Lund, Sweden, 1996. – 428 p.

*Рекомендовано до публікації д.т.н.Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 26.10.2012*

УДК 519.6

© Н.Н. Беляев, П.С. Кириченко

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ УСТРОЙСТВА ДЛЯ ВЫПУСКА ШАХТНЫХ ВОД В МОРЕ**

На базе разработанной численной модели выполнен расчет устройства для сброса шахтных вод в море. Модель основывается на численном интегрировании уравнения конвективно-диффузионного переноса примеси и модели потенциального течения. Приводятся результаты вычислительного эксперимента.

На базі розробленої чисельної моделі виконано розрахунок пристрою для скиду шахтних вод в акваторію моря. Модель базується на чисельному інтегруванні рівняння конвективно-дифузійного переносу домішки та моделі потенційного руху. Наводяться результати обчислювального експерименту.

The numerical model was developed to calculate the gadget for waste mine waters discharge into the sea. The model is based on the numerical integration of the K-gradient transport model and the model of the potential flow. The results of numerical experiment are presented.

**Введение.** В настоящее время как один из вариантов решения проблемы утилизации шахтных вод Криворожского района (подземные воды, сбрасываемые

в пруды-накопители после откачки из карьеров или шахт) рассматривается проект отвода этих вод в акваторию Черного моря. В рамках этой сложной экологической задачи необходимо рассчитать процесс рассеивания шахтных вод в море. Но хорошо известно, что на формирование зоны загрязнения в акватории большое влияние оказывает тип выпускного устройства, через которое осуществляется такой сброс. В настоящей работе рассматривается моделирование работы сбросного устройства - водовыпуска шахтных вод нового типа.

Схема водовыпуска показана на рис. 1. Данное устройство представляет собой канал, в торцевую часть которого входит морская вода («основной поток»), а с боку канала располагается отверстие, через которое в канал поступает шахтная вода («боковой впрыск»). Суммарный поток выходит через диффузор. Таким образом, в данном водовыпуске, еще до поступления шахтных вод в акваторию моря, внутри сбросного устройства происходит *начальное* разбавление шахтных вод и на выходе из устройства в акваторию поступают уже сточные воды с меньшей концентрацией загрязнителя.

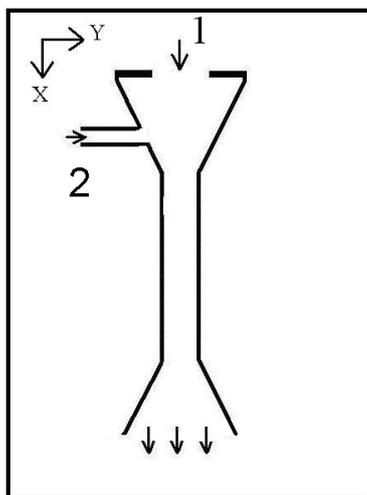


Рис. 1. Схема устройства (водовыпуска) для сброса шахтных вод в море:  
1 – вход для морской воды; 2 – вход для шахтных вод

Целью данной работы является расчет процесса смешения шахтных вод и морской воды внутри водовыпуска с целью определения степени разбавления шахтных вод внутри сбросного устройства.

**Математическая модель.** Процесс разбавления шахтных вод внутри водовыпуска рассчитывается на базе осредненного по высоте устройства уравнения переноса примеси [1, 2, 3, 4]

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial vC}{\partial y} = \text{div}(\mu \text{grad} C), \quad (1)$$

где  $C$  – концентрация загрязнителя в воде;  $u, v$  – компоненты вектора скорости течения;  $\mu = (\mu_x, \mu_y)$  – коэффициенты диффузии;  $t$  - время.

В модели на твердых непроницаемых стенках реализуется граничное условие вида

$$\frac{\partial C}{\partial n} = 0,$$

где  $n$  – единичный вектор внешней нормали к твердой поверхности.

На входной границе (граница входа потока шахтных вод и потока морской воды) ставится условие:

$$C|_{\text{граница}} = C_E,$$

где  $C_E$  - известное значение концентрации загрязнителя. Для потока морской воды имеем  $C_E=0$ .

На выходной границе расчетной области, в численной модели ставится «циклическое» (мягкое) граничное условие вида

$$C(i+1, j) = C(i, j),$$

где  $i+1, j$  – номер разностной ячейки на выходе из устройства.

В начальный момент времени полагается  $C = 0$  внутри водовыпуска.

Для расчета поля скорости водной среды внутри водовыпуска при взаимодействии потока морской воды с потоком шахтных вод используется модель потенциального течения. В этом случае базовое уравнение имеет вид [5,6]

$$\frac{\partial^2 P}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial y^2} = 0, \quad (2)$$

где  $P$  - потенциал скорости.

Для данного уравнения ставятся следующие граничные условия [6]:

- на твердых стенках водовыпуска:  $\frac{\partial P}{\partial n} = 0$ , где  $n$  - единичный вектор внешней нормали к твердой границе;
- на входной границе (зона втекания морской воды или шахтных вод в водовыпуск):  $\frac{\partial P}{\partial n} = V_n$ , где  $V_n$  - известное значение скорости втекания;
- на выходной границе расчетной области (область выхода воды из водовыпуска)  $P = P^*(x = const, y) + const$  (условие Дирихле).

Компоненты вектора скорости потока внутри водовыпуска рассчитываются зависимостями [5, 6]

$$u = \frac{\partial P}{\partial x}, \quad v = \frac{\partial P}{\partial y}.$$

**Метод решения.** Для численного интегрирования уравнений модели используется ортогональная разностная сетка. Геометрическая форма водовыпуска, положение отверстия для ввода морской воды, отверстия для ввода шахтных вод задаются в численной модели с помощью метода «фиктивных ячеек». Для численного интегрирования уравнения переноса примеси (1) используется неявная разностная схема расщепления [1, 2, 3]. Численное интегрирование уравнения для потенциала скорости проводится с использованием идеи установления решения по времени и с применением попеременно треугольного метода А. А. Самарского [7].

**Практическая реализация модели.** Расчет водовыпуска проведен для следующих исходных данных: ширина входной части для морской воды – 0,6 м; длина конфузора – 0,8 м; ширина и длина прямолинейного участка – 0,4 м и 1,8 м соответственно; ширина входного отверстия для морской воды – 0,15 м; длина диффузора – 0,7 м; ширина выходной части водовыпуска – 1,3 м. Рассматриваются два варианта режима сброса: первый вариант - скорость входа морского потока в водовыпуск - 3 м /с, скорость входа шахтных вод 1 м /с; а второй вариант - скорость входа морского потока в водовыпуск - 2,5 м /с, скорость входа шахтных вод 0,5 м /с, коэффициент диффузии по обоим координатным направлениям равен 0,2 м<sup>2</sup>/с. Концентрация загрязнителя во входящем потоке шахтных вод равна 100 ед (в безразмерном виде).

Результаты вычислительного эксперимента показаны на рис. 2. и рис. 3. Данные результаты представлены в виде матрицы – значения концентрации загрязнителя в расчетных точках. Здесь величина концентрации приведена в безразмерном виде: каждое число – это значение концентрации примеси в процентах от величины входной концентрации в потоке шахтных вод. Печать чисел осуществляется по формату «целое число», т.е. дробная часть числа не выдается на печать. То есть, если, например, в какой-то точке расчетное значение концентрации составляет «1,87 %» от концентрации на входе в водовыпуск, то на печать будет выведено число «1». Такое представление результатов вычислительного эксперимента дает возможность оперативно определять интенсивность разбавления сточных вод внутри водовыпуска.

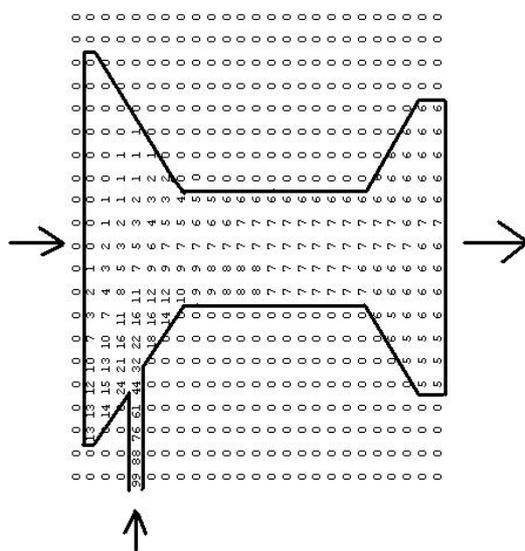


Рис. 2. Распределение концентрации загрязнителя внутри водовыпуска (первый вариант режима сброса)

Видно, что внутри водовыпуска, происходит интенсивное разбавление примесей, содержащихся в шахтных водах. Так концентрация примеси на выходе из водовыпуска составляет величину порядка 5 -7 % от исходной концентрации в подаваемых на утилизацию шахтных водах – для первого варианта режима сброса и порядка 4 – 5 % для второго варианта режима сброса.

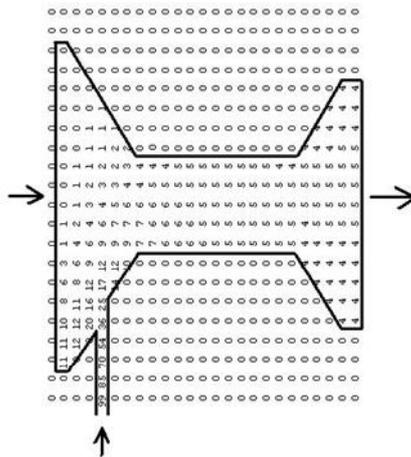


Рис. 3. Распределение концентрации загрязнителя внутри водовыпуска (второй вариант режима сброса)

Таким образом, водовыпуск рассматриваемого типа дает возможность снизить концентрацию примеси в сточных водах перед их выходом в акватории моря.

В заключение следует подчеркнуть, что для расчета одного варианта задачи потребовалось 10 с компьютерного времени.

**Выводы.** В работе рассмотрена численная модель для расчета процесса разбавления шахтных вод внутри водовыпуска нового типа. Построенная модель позволяет рассчитывать процесс разбавления с учетом геометрической формы сбросного сооружения. Дальнейшее развитие настоящей работы следует проводить в направлении создания 3D модели процесса разбавления шахтных вод внутри водовыпуска.

#### Список литературы

1. Антошкина Л. И. Численное моделирование процессов загрязнения поверхностных и подземных вод / Л. И. Антошкина, Н. Н. Беляев, Зыонг Нгуен Суан, Е. Д. Коренюк. – Д.: Из-во Свидлер А. Л., 2004.-167 с.
2. Антошкина Л. И. Математические модели в задачах водопользования / Л. И. Антошкина, В. М. Багрий, Н. Н. Беляев, И. И. Дудникова, Е. Д. Коренюк. - Д.: Из-во Грек А. С., 2006. -168 с.
3. Згуровский М. З. Численное моделирование распространения загрязнения в окружающей среде / М. З. Згуровский, В. В. Скопецкий, В. К. Хрущ, Н. Н. Беляев. – К. : Наук. думка, 1997. – 368 с.
4. Марчук Г. И. Математическое моделирование в проблеме окружающей среды / Г. И. Марчук. – М.: Наука, 1982. – 320 с.
5. Гуревич М. И. Теория струй идеальной жидкости / М.: Наука, 1979.-536 с.
6. Лойцянский Л. Г. Механика жидкости и газа / Л.Г. Лойцянский. - М. : Наука, 1978. – 735 с.
7. Самарский А. А. Теория разностных схем / А. А. Самарский. - М. : Наука, 1983. – 616 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 26.10.2012*

## ОТВАЛЫ ГОРНЫХ ПОРОД КАК ФАКТОР ПОДТОПЛЕНИЯ ПРИЛЕГАЮЩИХ ТЕРРИТОРИЙ

Представлены результаты исследования взаимосвязи между отвалами горных пород и развитием процессов подтопления на прилегающих к ним территориях.

Наведені результати дослідження взаємозв'язку між відвалами гірських порід і розвитком процесів підтоплення на прилеглих територіях.

The research results of intercommunication between mining heaps and underflooding development on adherent territory are given.

**Вступление.** На Украине за последние 30 лет площадь подтопления увеличилась в среднем в 8 раз, а в экономически развитых регионах – в 14÷34 раза [1]. В районах с развитой горной промышленностью ситуация усугубляется из-за влияния на эти процессы неотъемлемых сопутствующих техногенных объектов – прудов-накопителей сточных вод, шламо-, хвосто- и водохранилищ, а также прочих водонесущих коммуникаций. Одним из ранее не рассматриваемых факторов являются отвалы горных пород.

**Цель и задание исследований. Задачи.** На прилегающих к отвалам территориях наблюдаются участки подтопления, ухудшение качества воды первых от дневной поверхности водоносных горизонтов, развитие оползневых и карстовых явлений. В непосредственной близости к местам складирования отходов горнодобывающей промышленности расположены выходы высокоминерализованных источников. Пространственная приуроченность перечисленных процессов и явлений к телу отвала свидетельствует о его существенном влиянии на изменение гидрогеологических условий близ лежащих территорий. Для изучения взаимосвязи между отвалами горных пород и развитием процессов подтопления на прилегающих землях были проведены теоретические и экспериментальные исследования. Предполагается, что под давлением массы отвала происходит уплотнение нижележающих слоев горных пород, в том числе и водоносных, выжимание водоносных горизонтов и водоупоров с образованием бугров выпучивания дисперсных пород вблизи отвала и, как следствие перераспределения водных ресурсов территории, возникновение участков подтопления и многочисленных выходов высокоминерализованных источников.

**Изложение основного материала.** В качестве объекта моделирования был выбран Левобережный отвал Южного горно-обогатительного комбината, для которого характерно проявление всех выше перечисленных процессов (рис. 1) [2]. Отвал, площадью 900 га, расположен на юге Криворожского железорудного бассейна. В теле отвала складировано 270 млн. м<sup>3</sup> горной массы (окисленные железистые кварциты, скальные породы) средней расчетной плотностью 2.9 г/см<sup>3</sup> с учетом 15 % пустотности сложения [3].

Определение осадки основания отвала под действием давления от его массы выполнялось с использованием схемы линейно-деформированного слоя [1]. В результате теоретического моделирования получено, что максимальному

давлению  $p_{max}^5 = 2958 \text{ кН/м}^2$  от уступа высотой  $H_{max} = 102 \text{ м}$  соответствует осадка  $s_{max}^5 = 2.689 \text{ м}$ , а минимальному давлению  $p_{min}^1 = 638 \text{ кН/м}^2$  и высоте  $H_{min} = 22 \text{ м}$  – осадка  $s_{min}^1 = 0.462 \text{ м}$ ; средняя осадка по расчетному разрезу отвала составила  $s_{cp} = 1.72 \text{ м}$  [1].

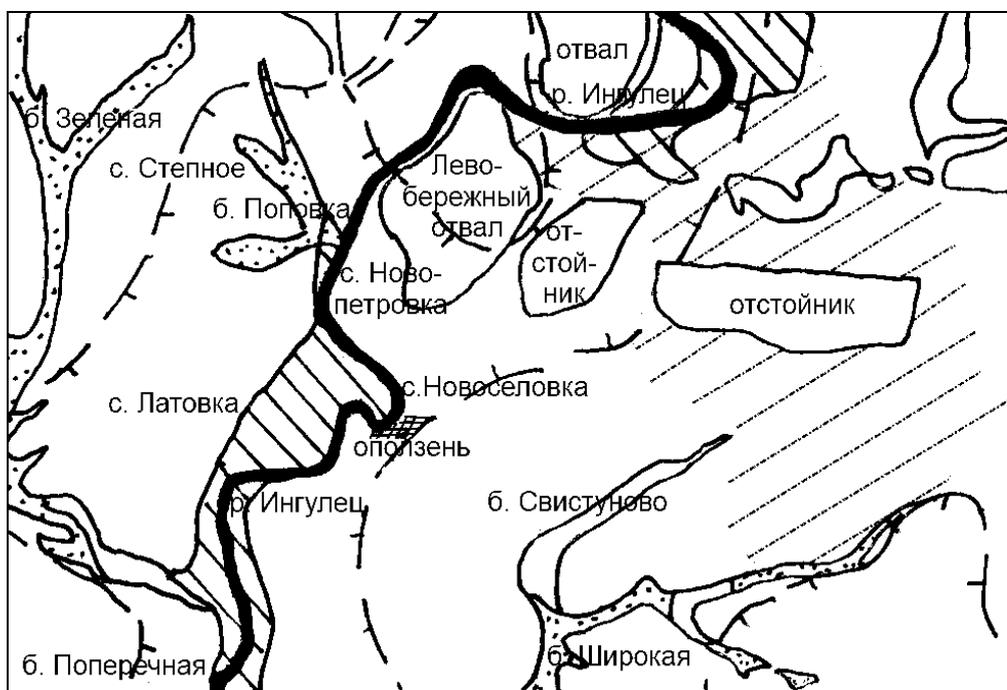


Рис. 1. Схема расположения Левобережного отвала и развития экзогенных геологических процессов на прилегающих к нему территориях по состоянию на 1990 г. [2].

Условные обозначения:

- |    |  |  |
|----|--|--|
| 1. |  | – участки подтопления, уровень грунтовых вод до 2.0 м;   |
| 2. |  | – водоносный горизонт в аллювиальных отложениях за-<br>плав реки;                              |
| 3. |  | – суглинисто-песчаные отложения долин балок;   |
| 4. |  | – площадь распространения карстующихся пород (при-<br>мечание: штрих-пунктир направлен наружу) |

Для рассмотрения связи между отвалом и повышением уровня грунто-  
вых вод на прилегающих к нему территориях были проведены эксперименталь-  
ные исследования по изучению компрессии пород на одометре и прессе.

На одометре рассматривались однослойные модели, представленные  
песком, и двухслойные – из песка и суглинка. Результаты опытов приведены в  
работе [1]. Наибольшее достигнутое давление на породный образец составило  
 $113.899 \text{ кН/м}^2$ , что соответствует высоте отвала 3.928 м. Для достижения рас-  
четного максимума давления от отвала продолжены эксперименты по изучению  
компрессии пород на прессе (табл. 1).

## Обзор результатов экспериментов на прессе

№ серии / эксперимента	Состав	Толщина слоев (сверху вниз), см	Влажность с учетом доувлажнения, %	Пористость, %	Показатель модели: влажность, %; пористость, %	Продолжительность, с	Давление, кН/м <sup>2</sup>	Расчетная высота отвала	Микроскопия
I 1	Песок с/з	5	1.29	31.2	2.49	90	4735	163	+
	Суглинок	2	8.47	50.27	0.34				
	Песок с/з	5	1.29	31.2					
II 2	Суглинок	5		50.27	5.09	200	5261	181	+
	Песок с/з	5	2.85	31.2	0.41				
III 3 4 5 6	Суглинок	5		50.27	6.14	200	5261	181	+
	Песок м/з	5	4.95	32.78	0.42				
	Суглинок	5		50.27	6.14	400	5261	181	
	Песок м/з	5	4.95	32.78	0.42				
	Суглинок	5		50.27	6.14	420	3683	127	+
	Песок м/з	5	4.95	32.78	0.42				
Суглинок	5		50.27	10.14	200	5261	181		
Песок м/з	5	12.96	32.78	0.42					
IV 7	Глина	5		46.36	11.88	240	3683	127	
	Песок с/з	5	14.46	20.81	0.34				
V 8	Гранит	0.2-0.5			10.89	280	3683	127	+
	Суглинок	4.5-4.8		50.27	0.36				
	Песок с/з	5	14.46	20.81					
VI 9	Гранит	0.5			8.29	280	3683	127	+
	Суглинок	5		50.27	0.34				
	Песок с/з	5	9.30	20.81					

Принятые сокращения: «с/з» – среднезернистый однородный; «м/з» – мелкозернистый однородный песок.

Учитывая геологическое строение разреза подстилающих Левобережный отвал пород [1], для проведения исследований на прессе были выполнены 6 серий опытов разной продолжительности на двух- и трехслойных породных моделях различной влажности (табл. 1). Породная модель отсыпалась послойно в жесткую матрицу, не допускающую бокового расширения. Нагрузка прикладывалась вертикально к разработанной пресс-форме, состоящей из рабочего кольца диаметром  $\varnothing 0.11$  м и высотой 0.143 м, плунжера и съемного дна большего диаметра.

Во время эксперимента оказываемое давление возрастало ступенчато ( $526 \text{ кН/м}^2$ ). Конечное максимальное экспериментально достигнутое давление  $5261 \text{ кН/м}^2$  (табл. 2) соответствует высоте 181 м Левобережного отвала. Таким образом, посредством прессования достигнуто теоретически определенный экстремум давления и предусмотрено его дальнейшее возрастание в связи с продолжающейся отсыпкой действующего отвала.

В экспериментах интенсивное уплотнение горных пород происходит вначале их прессования, а далее компрессионные кривые выполаживаются, приближаясь к асимптотическим значениям (рис. 2). Результаты 9 экспериментов из 34 проведенных представлены в виде таблицы 2.

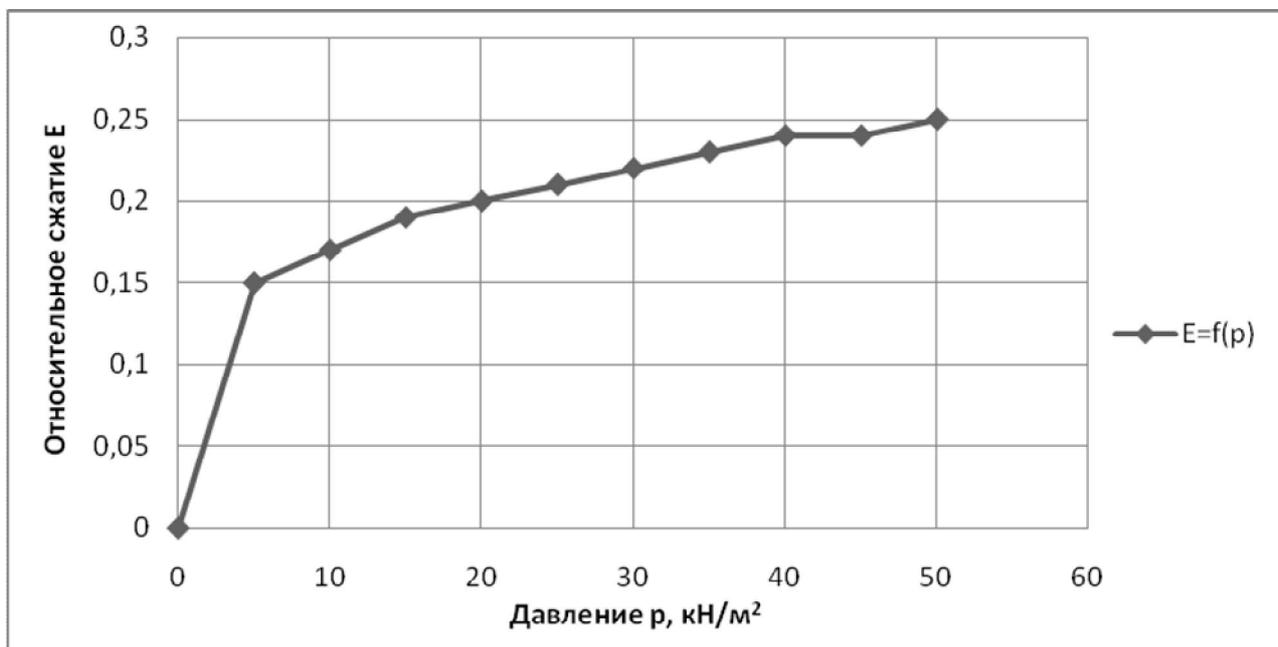


Рис. 2. Компрессионная кривая (эксперимент № 4)

Исследования показали, что на величину относительного сжатия породной модели влияют ее состав, продолжительность и величина приложенного давления. В конце 4 опыта получено наибольшее относительное сжатие 0,25, при этом уплотнение пород привело к уменьшению относительной пористости модели на 85,71 % по отношению к первоначальной 100 %. Прямую зависимость относительного сжатия пород от оказанного давления наглядно подтверждает сопоставление результатов 4 и 5 экспериментов. Так, уменьшение давления на 1578 кН/м<sup>2</sup> привело к изменению пористости на  $\Delta n_{4-5} = 21,42\%$ . Величина относительного сжатия породной модели прямо пропорциональна продолжительности нагружения, что фиксируют итоговые данные 3 и 4 опытов: при увеличении продолжительности эксперимента в 2 раза получено большее уменьшение относительной пористости модели на  $\Delta n_{3-4} = 16,66\%$ .

Наблюдается зависимость уплотнения пород от их агрегатного состояния. Изучаемый суглинок имел комковатую структуру в отличие от глины, которая представляла собой рыхлую однородную массу. Уплотнение суглинка такого агрегатного состояния происходило сильнее, чем глины (сравнение экспериментов 7 и 8). При практически равных условиях мелкозернистый песок уплотнялся лучше, чем среднезернистый (сопоставление опытов 2 и 3).

В результате прессования дисперсные породы модели перешли из рыхлого состояния в твердое, хрупкое. Глины в отличие от суглинков сохранили пластичность. Под действием высоких давлений связные породы приобретают жесткость, что является существенной разницей полученных результатов от проведенных экспериментов на одометре.

Таблица 2

## Результаты экспериментов по изучению компрессии пород на прессе

№ серии	№ эксперимента	Конечное давление $p$ , $\text{кН/м}^2$	Относительное сжатие $E = \Delta h / h$	Пористость начальная, д.ед.	Пористость конечная, д.ед.	Уменьшение относительной пористости $\Delta n$ , %	Продолжительность эксперимента, с
I	1	4735	0.067	0.34	0.25	26.47	5400
II	2	5261	0.133	0.41	0.22	46.34	12000
III	3	5261	0.20	0.42	0.13	69.05	12000
	4	5261	0.25	0.42	0.06	85.71	24000
	5	3683	0.19	0.42	0.15	64.29	25200
	6	5261	0.23	0.42	0.11	73.81	12000
IV	7	3683	0.17	0.34	0.11	67.65	16800
V	8	3683	0.18	0.36	0.11	73.17	16800
VI	9	3683	0.18	0.34	0.10	70.59	16800

Визуальный анализ моделей после снятия нагрузки показал, что под действием высоких давлений в песчаных породах происходит измельчение, перемещение и более компактная укладка частиц, а в глинистых сближение минеральных частиц и изменение текстуры.

Микроскопический анализ образцов горных пород после прессования, выполненный совместно с Д. С. Пикареней, зафиксировал возможное дополнительное уменьшение пористости, вследствие диффузии песчаных частиц в глинистую матрицу. Толщина диффузионного слоя 2-4 мм. Под действием критических давлений кварцевые зерна песка игольчатой формы могут менять свою ориентацию и перпендикулярно входить в вышерасположенный слой дисперсной породы. В 8 и 9 экспериментах обломки гранита вдавливаются в подстилающую глинистую породу, которая его обволакивает. Это в дальнейшем приводит к образованию в магматической породе трещин диагенеза.

Проведенные исследования не учитывают влияние фактора времени, неоднородности состава и влажности, тектонических особенностей породных толщ подстилающих отвал. Это усложняет перенос полученных экспериментальных результатов относительно объекта моделирования. В естественных условиях, по сравнению с экспериментальными данными, следует ожидать меньшей прочности пород и еще большей осадки основания отвала согласно [3] на несколько порядков.

Таким образом, в результате уплотнения пород, понижения их пористости происходит уменьшение коэффициентов фильтрации в подстилающих отвалах породах, а, следовательно, и объемов водоносных горизонтов. Поскольку прибыльная часть водного баланса территории исследования неизменна, возможен подъем уровня грунтовых вод на прилегающих к отвалам территориях и последующее их подтопление.

Под действием высоких неравномерно распределенных нагрузок с учетом вибрации (железная и автодороги) и мгновенных динамических нагрузок (складирование отходов) в соответствии с [4] следует ожидать неравномерную осадку основания отвала, появление зон повышенной трещиноватости и потерю функционального назначения защитного глинистого экрана. Атмосферные осадки, профильтровавшись через тело отвала и насытившись наиболее подвижными химическими компонентами (Na, K, Cl, O, CO<sub>2</sub>), легкорастворимыми солями (сульфаты и хлориды K, Na, Ca, Mg, карбонаты щелочных и щелочно-земельных металлов) и извлеченными основаниями (KOH, NaOH, Mg(OH)<sub>2</sub>, Ca(OH)<sub>2</sub>, кремнезем и MnCO<sub>3</sub>) в основном подвижными в щелочных водах [5], могут попадать и загрязнять подстилающие отвал водоносные горизонты, а также мигрировать на большие расстояния по разрывным нарушениям.

В результате проведенных исследований можно дать следующие практические рекомендации. Для предотвращения подтопления прилегающих к отвалам территорий необходимо внести ограничения относительно высоты их отсыпки с учетом состава складироваемых и подстилающих пород. Защитный экран лучше выполнять из глины. При его выполнении необходимо учитывать постепенное выдавливание дисперсной породы из-под ядра отвала, а также переход из пластичного состояния в твердое, хрупкое и развитие трещин, разрывов. На стадии проектирования необходимо осуществлять прогноз влияния отвалов на окружающую среду, а на стадии эксплуатации – мониторинг прилегающей к ним территории.

**Выводы.** Выполненные исследования показали, что отвалы горных пород существенно влияют экологическое состояние и безопасность прилегающих территорий, что необходимо учитывать во время проектирования и формирования отвалов.

#### Список литературы

1. Орлінська О. В. Фактори підтоплення територій в гірничо-видобувних регіонах / О. В. Орлінська, Д. С. Пікареня, Н. М. Максимова // Збірник наукових праць НГУ. – Дніпропетровськ: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2012. – № 37. – С. 299-304.
2. Чумаченко В. Оцінка регіональних змін інженерно-геологічних умов Кривбасу у зв'язку з розробкою залізрудних родовищ: Звіт про інженерно-геологічні роботи (2001-2008 рр.; геологічне завдання) / І. Ольшанська, В. Бутирін, В. Чумаченко // Книга 1, Текст. – Дніпропетровськ: КП «Південукргеологія», 2008. – 247 с.
3. Сергеев Е. М. Инженерная геология, изд. 2. – М.: Изд-во Моск. ун-та, 1982. – 248 с.
4. Далматов Б. И. Механика грунтов, основания и фундаменты (включая специальный курс инженерной геологии) / Б. И. Далматов // 2-е изд. перераб. и доп. – Л.: Стройиздат, Ленингр. отд-ние, 1988. – 415 с.
5. Орлинская О. В. Модель физико-химических преобразований в левобережных отвалах ЮГОКа / Наук. вісн. НГУ // О. В. Орлинская, О. А. Терешкова, А. А. Алексеев. – 2005. – № 9. – С. 99-102.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.  
Надійшла до редакції 23.10.2012*

## ВЛИЯНИЕ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ ШЛАКОВ НА ОКРУЖАЮЩУЮ ПРИРОДНУЮ СРЕДУ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ИХ В КАЧЕСТВЕ ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ

Рассмотрено влияние отвала марганецсодержащих шлаков на атмосферу за счет пыления. Результаты лабораторного исследования позволяют судить о целесообразности применения ферросплавных шлаков и стеклобоя в составе сырьевых компонентов газобетона.

Розглянуто вплив відвалу марганцевмісних шлаків на атмосферу за рахунок пилення. Результати лабораторного дослідження дозволяють судити про доцільність застосування ферросплавних шлаків і склобою в складі сировинних компонентів газобетону.

The influence of manganese slag heap on the atmosphere due to dusting. The results of laboratory studies give evidence of the usefulness of ferroalloy slag and broken glass in the raw ingredients of gas concrete.

**Введение.** На предприятиях металлургической промышленности ежегодно образуется 20-30 млн. т металлургических шлаков доменного, сталеплавильного и ферросплавного производства [1].

Привлечение отходов производства и потребления в воспроизводственный цикл в виде вторичного сырья выступает важным источником удовлетворения потребностей экономики, как составная часть выполнения программ охраны окружающей природной среды, в частности областная комплексная программа обращения с отходами на 2006-2015 г.г. по Днепропетровской области.

Марганецсодержащий шлак ПАО «Никопольский завод ферросплавов» относится к так званому вторичному сырью, имеющее отличие от первичного сырья. Эти отличия вторичного сырья указывают на его специфику, что позволяет в ряде случаев рассматривать его как новый вид сырья, подлежащий столь же детальному изучению, как это имеет место при исследовании добываемых или синтезируемых сырья и материалов.

Изучение вторичного сырья должно быть направлено как на выявление его техногенных характеристик и свойств, которые бы позволили использовать отходы в эффективных технологических процессах их переработки, так и на детальное исследование физико-химических свойств отходов, позволяющих определить их воздействие на окружающую природную среду (ОПС) [2].

### **Задачи исследования:**

1. проанализировать наличие тяжелых металлов в составе шлака;
2. изучить негативное влияние шлаков ферросплавного производства на атмосферу;
3. изучить свойства газобетона с использованием шлаков ферросплавного производства и стеклобой в качестве вторичных материальных ресурсов.

**Изложение основного материала.** В отвалах ПАО «НЗФ» скопилось значительное количество шлаков от производства ферросиликомарганца. За последние десятилетия прослеживается тенденция проведения предприятием работ по профилированию земельных участков, неучтенных в земельный отвод

предприятия, шлаками от производства ферросплавов. Эти участки впоследствии передаются в земельный отвод предприятия.

Проведенные исследования экологического состояния Никопольского региона, позволяют сформулировать его основные проблемы: низкая утилизация отходов производств; изъятие из землепользования все новых территорий, в том числе, и ухудшение качества сельскохозяйственных угодий; изменение ландшафта, что в свою очередь влечет изменения микроклимата.

Шлаки - это техногенные вещества, которые являются аналогами природных минералов и одновременно отличаются от них многими специфическими особенностями. Влияние шлакового отвала на окружающую среду связано с миграцией загрязняющих веществ в природной среде: поверхность земли – атмосфера (выветривание, пыли), атмосфера-атмосфера (перенос загрязнителей в атмосфере), атмосфера – поверхность земли (осаждение атмосферных загрязнителей), поверхность почвы – поверхность почвы (проникновение загрязнителей на разные глубины) [3].

Уровень влияния отвала на атмосферу и грунт зависит от гранулометрического состава складированных отходов и измельчения при длительном хранении. Пылевидные шлаковые частицы разносятся ветром на прилегающие территории, накапливаются в верхнем слое почвы и в дернине.

Особую биологическую опасность среди загрязняющих веществ представляют тяжелые металлы (ТМ), к ним относится более 40 химических элементов таблицы Д.И. Менделеева с атомными массами более 50 а.е.м. Здесь следует особо выделить марганец, железо, кобальт, никель, медь, цинк [4].

В таблице 1 представлен химический анализ шлака ферросиликомарганца на содержание тяжелых металлов.

Таблица 1

Химический анализ шлака ферросиликомарганца на содержание тяжелых металлов (по данным заводской лаборатории)

	Zn	Ni	Co	Mn
Содержание в отходах, т / т	0,06*10 <sup>-3</sup>	0,1*10 <sup>-3</sup>	0,1*10 <sup>-3</sup>	3,3*10 <sup>-3</sup>

Поступление в атмосферу пыли, содержащей ТМ в их естественных соединениях, характерных для тех или иных рудообразований, представляет меньшую опасность для растительного покрова, чем техногенные соединения тех же металлов, так как большинство из них легче переходит в водные растворы, чем природные соединения [4].

С возрастанием скорости воздушного потока до наступления равновесия преобладает процесс рассеивания выделяемой источником пыли, и ее концентрация в воздухе снижается. При дальнейшем возрастании скорости потока начинает преобладать процесс сдувания пыли и запыленность воздуха увеличивается.

Процесс сдувания пыли весьма сложен, его интенсивность зависит от целого ряда факторов: дисперсного состава пыли и формы пылинок, ее минералогического и химического состава, удельного веса, скорости воздушного потока и т.д.

Основным из этих факторов является скорость воздушного потока, так как сдувание пыли происходит лишь в том случае, когда действие аэродинамических сил на пылинку превышает действие всех остальных сил.

Проведен расчет выбросов для отвала шлаков ферросплавного производства расположенного в 2,6 км севернее поселка Менжинское Днепропетровской области на основании методики по расчету содержания загрязняющих веществ в выбросах от неорганизованных источников загрязнения атмосферы [5].

Расчет выбросов при переработке (ссыпка, перевалка, перемещение) материала, г/с:

$$A = \frac{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_7 \cdot G \cdot 10^6 \cdot B'}{3600} \quad (1)$$

$k_1$  - весовая доля пылевой фракции в материале;

$k_2$  - доля пыли(от всей массы пыли), переходящая в аэрозоль;

$k_3$  - коэффициент, учитывающий местные метеоусловия;

$k_4$  - коэффициент, учитывающий местные условия, степень защищенности узла от внешних воздействий, условия пылеобразования;

$k_5$  - коэффициент, учитывающий влажность материала;

$k_7$  - коэффициент, учитывающий крупность материала;

$G$  - суммарное количество перерабатываемого материала, т/ч;

$B'$  - коэффициент, учитывающий высоту пересыпки;

Расчётным путём получена интенсивность выноса пыли при переработке (ссыпка, перевалка, перемещение) материала равная 0,146 г/с.

Расчет выбросов при статическом хранении материала, г/с:

$$B = k_3 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7 \cdot q \cdot F \quad (2)$$

$k_3$  - коэффициент, учитывающий местные метеоусловия;

$k_4$  - коэффициент, учитывающий местные условия, степень защищенности узла от внешних воздействий, условия пылеобразования;

$k_5$  - коэффициент, учитывающий влажность материала;

$k_6$  - коэффициент, учитывающий профиль поверхности складированного материала, и определяемый как  $\frac{F_{факт}}{F}$  ;

$F_{факт}$  – фактическая поверхность материала с учетом рельефа его сечения (учитывать только площадь, на которой производятся погрузочно-разгрузочные работы);

$k_7$  - коэффициент, учитывающий крупность материала;

$q$  - унос пыли с одного квадратного метра фактической поверхности;

$F$  - поверхность пыления в плане, м<sup>2</sup>;

Расчет выбросов при статическом хранении материала со шлаковых отвалов Никопольского завода ферросплавов (НЗФ) позволил получить данные по интенсивности выноса пыли -  $B = 280$  г/с.

Существуют множество различных способов и технологий переработки ферросплавных шлаков. Но в данный момент в связи с подорожанием энергетических ресурсов, особую актуальность приобретают композиционные материалы, которые обладают пониженной средней плотностью. Авторами предлагается рассмотреть такое актуальное направление, как производство неавтоклавного газобетона с использованием в составе сырьевых компонентов таких материалов, как шлаки ферросплавного производства и стеклобой.

Ячеистый бетон — это легкий искусственный материал, полученный в результате твердения поризованной смеси, состоящей из гидравлических вяжущих веществ, тонкодисперсного кремнеземистого компонента, воды и газообразующей добавки. Образование пористой (ячеистой) структуры происходит за счет специальных газообразующих добавок.

При использовании алюминиевой пудры образуются газовые поры с равномерной структурой. Это имеет большое значение для увеличения качества изделий и повышения их долговечности при эксплуатации зданий. Ячеистобетонный раствор равномерно смешивают с алюминиевой пудрой, затем приготовленный раствор, еще не содержащий газ, заливается в формы, и после этого в нем начинается химическая реакция с выделением водорода[6].

Для исследований был выбран материал с плотностью  $600 \text{ кг/м}^3$ , изготовленный по литейной технологии. Применялись следующие материалы: портландцемент, кварцевый песок; комплекс побочных продуктов техногенного происхождения; алюминиевая пудра, ПАВ. Обоснование выбора замены части цемента побочными продуктами техногенного происхождения осуществляется за счет схожести этих двух продуктов.



Рис. 1. Прочность на сжатие образцов газобетона. Где 1-добавка стеклобоя, 2- добавка шлака, 3 – добавка стеклобоя+шлака, 4-норматив.

В процессе лабораторных экспериментов были исследованы свойства материала при замене от 10 до 40 % цемента комплексом отходов. Для подбора оптимального состава комплекса отходов смешивали шлак ферросплавного

производства и стеклобой в различных соотношениях: 100/0, 75/25, 50/50, 25/75, 0/100. Оптимальный состав газобетонной смеси получен путем ее модификации комплексом отходов, а именно шлаком ферросплавного производства и стеклобоем в размере 10% от общего содержания цемента. Полученные образцы подвергались лабораторному испытанию – прочность на сжатие в возрасте 28 суток. Для сравнительной величины взят так называемый «норматив» – образец, который не модифицирован комплексом отходов.

Прочности бетона в зависимости от состава газобетонной смеси представлены на рисунке 1.

#### **Выводы.**

1. Определено количество ТМ в составе ферросплавных шлаков, представляющих особую биологическую опасность среди всего количества загрязняющих веществ.

2. Определена интенсивность выноса пыли для шлакового отвала ферросплавного производства расположенного в 2,6 км севернее поселка Менжинское Днепропетровской области при переработке шлаков, которая составляет 0,146 г/с, а также интенсивность выноса пыли при статическом хранении ферросплавных шлаков, которая составляет 280 г/с.

3. Проведение лабораторных испытаний позволяет судить о целесообразности использования комплекса отходов, поскольку прочность на сжатие в возрасте 28 суток для газобетона неавтоклавного твердения не модифицированного отходами составляет 1,0 МПа, а при замене 10% комплексом отходов, возможно получение прочности на сжатие в том же возрасте на уровне 1,5 МПа.

#### **Список литературы**

1. Савицький В.М., Хільчевський В.К., Чунарьов О.В., Яцюк М.В. Відходи виробництва і споживання та їх вплив на ґрунти і природні води: Навчальний посібник/За ред. В.К. Хільчевського. – К.: Видавничо-поліграфічний центр "Київський університет", 2007. – 152 с.
2. Инженерная экология: Учебник / Под ред. проф. В.Т. Медведева. — М.: Гардарики, 2002. — 687 с: ил.
3. Скурлатов Ю.И. и др. Введение в экологическую химию: Учеб. Пособие для хим. и хим. технолог. спец. вузов/ Ю.И. Скурлатов, Г.Г. Дука, А. Мизити. – М.: Высш. шк., 1994. – 400 с.; ил.
4. Кабата-Пендиас А., Пендиас Х. Микроэлементы в почвах и растениях: Пер. с англ. – М.: Мир, 1989. – 439 с., ил.
5. Шматков Г.Г. Влияние шлаковых отвалов ферросплавного производства на загрязнение атмосферы / Г.Г. Шматков, В.Н. Макарова // Окружающая среда – XXI. Материалы VI международной молодежной научной конференции; г. Днепропетровск, Украина, 10-11 октября 2012 г. /Редкол.: А.Г. Шапарь (глав. ред.) и др. – Днепропетровск, 2010. – С. 76-80
6. Савин Л.С. Уменьшение негативного влияния на окружающую среду путем комплексной переработки побочных продуктов промышленности / Л.С. Савин, В.Н. Макарова // Научный журнал «Екологічна безпека»: Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2012. – Випуск 1/2012(13). – С. 107-112.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 29.10.12*

## ВПЛИВ ҐРУНТОВИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ НА РОЗПОДІЛ ВАЛОВИХ ФОРМ ВАЖКИХ МЕТАЛІВ У ҐРУНТАХ УРБОСИСТЕМ м. ДНІПРОДЗЕРЖИНСЬКА

Визначено валовий вміст важких металів у ґрунтах м. Дніпродзержинська, досліджено фізико-хімічних властивості ґрунтів, проаналізовано вплив ґрунтових властивостей на розподіл валових форм важких металів.

Определено содержание тяжелых металлов в почвах г. Днепродзержинска, исследованы физико-химические свойства почв, проанализировано влияние почвенных свойств на распределение валовых форм тяжелых металлов.

The content of heavy metals in soils of Dneprodzerzhinsk, investigated junction of two physical-chemical properties of the soil, the influence of soil properties on the distribution of total forms of heavy metals.

**Вступ.** Однією з найважливіших функцій ґрунту є його здатність слугувати потужним геохімічним бар'єром для потоку елементів-забруднювачів навколишнього середовища. Ґрунт утримує їх в своїй товщі, при цьому в ньому відбуваються процеси трансформації поллютантів. На здатність виконувати ці функції істотно впливають ґрунтові властивості: вміст гумусових речовин, тонкодисперсних часток, кислотно-лужні умови.

На процеси акумуляції у ґрунтах важких металів (ВМ) впливає їх гранулометричний склад, а саме вміст тонкодисперсної фракції [1], тверда фаза якої містить глинисті мінерали, оксиди і гідроксиди заліза, марганцю і алюмінію, органічні й органо-мінеральні сполуки.

Вільні оксиди і гідроксиди заліза акумулюють важкі метали за механізмами співосадження, сорбції і оклюзії, глинисті мінерали – обмінного і безобмінного поглинання [1, 2].

Органічні речовини мають високу катіонообмінну здатність, вони утримують важкі метали за механізмом іонного обміну, хемосорбції, а також шляхом утворення з ними комплексів [1, 2], однак слід зазначити, що стійкість фіксації металів органічною речовиною невелика [3]. За деяких умов ґрунтова органіка, навпаки, впливає на рухливість металів, підвищуючи її [1, 2].

Кислотно-лужні умови впливають на процеси сорбції важких металів твердою фазою ґрунту [1, 4]. Підкислення середовища зазвичай призводить до підвищення рухливості важких металів. На кислотно-лужні умови, в свою чергу, істотно впливають карбонати, які містяться у ґрунтах. Як вже відмічалось раніше, самі карбонати також сорбують велику кількість важких металів [1, 2, 4].

**Метою даної роботи** є дослідження вмісту важких металів в поверхневому шарі ґрунтів міста та визначення впливу властивостей ґрунтів на просторову неоднорідність вмісту в них важких металів.

**Актуальність теми.** Розглядаючи питання впливу ґрунтових властивостей на розподіл ВМ у ґрунтах, необхідно враховувати наявність „зворотного

ефекту”, тобто факту впливу надлишку цих металів на динаміку самих властивостей. Внаслідок забруднення ВМ змінюються біологічні і біохімічні властивості ґрунтів – пригнічується мікрофлора і мезофауна, погіршується стан рослинності, що, в свою чергу, впливає на процеси перетворення ґрунтової органіки; відбуваються зміни хімічних і фізико-хімічних властивостей – забруднення важкими металами призводить до зниження рН ґрунту; внаслідок надмірних забруднень суттєво погіршується структура, збільшується щільність, погіршується повітряний, водяний і тепловий режими. Тобто виникає своєрідне замкнене коло, коли погіршення ґрунтових властивостей призводить до зниження здатності ґрунтів протистояти забрудненням (буферності).

**Викладення основного матеріалу.** Для характеристики ґрунтового покриву щодо вмісту ВМ у кожній урбосистемі відбиралися змішані зразки ґрунтів. Їх відбір і обробка проводилися за загальноприйнятою методикою. Проби відбиралися з глибини 0–10 см способом конверта з площі 20 м<sup>2</sup>.

Розподіл важких металів у ґрунтах м. Дніпродзержинська (табл. 1) характеризується наступними особливостями. Уміст мангану в ґрунтах коливався в значних межах: найбільший вміст цього елемента визначався в зоні дії промислових підприємств, найменший – у ґрунтах Лівобережної зони, а також заплави. Відносно високу концентрацію цього металу в ґрунтах міського парку можна пояснити бризовим переміщенням забруднених повітряних мас, які формуються в межах більш теплої підстилаючої поверхні промислових ландшафтів. Специфічність поведінки мангану в техногенно забруднених ґрунтах проявляється у відносно невеликому його вмісті в ґрунтах міського звалища (683,0 ± 82,96), однак є відомості, що у забруднених ґрунтах цей метал може утворювати від’ємні аномалії [5].

Таблиця 1

Статистичні характеристики вмісту валових форм важких металів у ґрунтах м. Дніпродзержинська

Параметр	Fe	Mn	Cu	Zn	Ni	Pb	Cd
Середнє, мг/кг	33801	1082	43,07	235,0	25,62	68,42	1,760
Медіана, мг/кг	32599	936	26,3	182,1	18,9	43,8	1,237
Стандартне відхилення, мг/кг	14163	663	41,30	173,4	16,91	56,72	1,23
Максимум, мг/кг	80002	3415	689,3	1285,0	254,1	720,9	11,21
Мінімум, мг/кг	6993	192	3,02	35,6	2,08	1,97	0,375
Коефіцієнт асиметрії	0,45	1,22	2,15	1,52	1,65	1,28	2,17
Коефіцієнт ексцесу	0,30	1,68	4,74	2,82	4,17	1,33	5,62
Коефіцієнт варіації, %	41,9	61,3	95,9	73,8	66,0	82,9	69,8

Купрум майже завжди присутній в комплексі халькофільних елементів у складі аномалій в урбоекосистемах. У результаті проведених досліджень нами було виявлено, що ґрунти міста, за виключенням ґрунтів промислових урбосистем, містять переважно невеликі його кількості. На нашу думку, це пояснюється тим, що купрум, як життєво важливий елемент, постійно видаляється при утворенні біомаси рослин. Однак в ґрунтах деяких промислових і залізничних транспортних урбосистем концентрації цього металу на порядок вищі, в межах всього міста відмінності сягають трьох порядків.

Інша картина виявляється при дослідженні вмісту в ґрунтах валового цинку. Практично в усіх ґрунтах досліджуваних урбосистем, за винятком Лівобережної зони, уміст Zn досягає значних величин. Конкретне джерело надходження в ґрунти цього високотехнофільного елемента встановити важко. Скоріш за все відбувається накладення ореолів викидів усього комплексу промислових підприємств міста. Особливо висока концентрація Zn в ґрунтах промислових урбосистем і житлової зони в центрі міста, де його вміст у 10 і більше разів перевищує фоновий.

Високий уміст у ґрунтах урбосистем м. Дніпродзержинська нікелю прогнозований, оскільки цей елемент групи заліза обов'язково присутній у викидах підприємств чорної металургії. Ґрунти всіх досліджуваних урбосистем, за винятком лівобережних, у тій чи іншій мірі забруднені цим елементом, однак перевищення вмісту у ґрунтах цього важкого металу над фоновим невеликі майже у всіх урбоекосистемах, проте в деяких промислових і транспортних урбоекосистемах концентрації цього металу вищі на порядок, а в межах всього міста відмінності сягають двох порядків. Більшого навантаження зазнають ґрунти урбосистем центральної і східної зон міста, де сконцентровані основні виробничі об'єкти.

Свинцеві аномалії – явище типове для сучасного міста. Їх площа і локалізація залежать насамперед від розвитку автотранспортної мережі і інтенсивності транспортних потоків. Надходження плумбуму також обумовлюють викиди ряду виробництв (наприклад, коксохімічного, будматеріалів). В умовах інтенсивного транспортного руху реєструються дещо вищі концентрації Pb, однак максимальні кількості цього важкого металу були виявлені в ґрунтах промислових урбосистем, де, очевидно, відбувається накладення техногенних потоків – промислових і автотранспортних. Досить високі концентрації Pb виявлені в ґрунтах міського парку, це обумовлюється причинами, які розглянуто вище стосовно мангана. Також можна додати, що парк з обох сторін „затиснений” двома досить напруженими автотранспортними магістралями (пр. Пеліна і вул. Сировця).

Проблема забруднення компонентів навколишнього середовища, зокрема ґрунтів, кадмієм наразі набула виключної значимості у зв'язку з високою токсичністю цього важкого металу. Ґрунти всіх досліджуваних нами правобережних урбосистем у тій чи іншій мірі забруднені кадмієм. Максимальна його кількість виявлена в ґрунтах на території металургійного комбінату, мінімальна – у

грунтах селитебної урбосистеми в Лівобережній зоні. Досить високим вмістом кадмію характеризуються ґрунти міського звалища ( $10,48 \pm 3,25$  мг/кг).

В ґрунтах міста визначено достатньо великі кількості заліза. Найбільші кількості заліза визначені у ґрунтах Центральної і Східної зон, де зосереджені майже всі промислові підприємства міста. Антропогенна ферритизація ґрунтів в зоні впливу підприємств чорної металургії може призводити до зниження ємності поглинання ґрунтів, зниження доступності для рослин фосфору, вносу з корененасиченого шару ґрунтів калію і кальцію, тобто, хоча залізо не є токсичним елементом, надмірне надходження його до ґрунтів спричиняє негативні наслідки. Нами встановлено, що існує певний кореляційний зв'язок як у просторовому, так і у внутрішньопрофільному розподілі міді, цинку, нікелю свинцю та кадмію з вмістом заліза і марганцю.

За абсолютним вмістом у ґрунтах важкі метали розташовуються у такий ряд:  $Fe > Mn > Zn > Pb > Cu > Ni > Cd$ .

Переважно всі досліджувані ґрунти характеризуються низьким умістом гумусових речовин і класифікуються як слабогумусовані (уміст  $C_{орг} < 4\%$ ), лише в Східній зоні міста, в безпосередній близькості до ВАТ „ДніпроАзот”, ґрунти містять порівняно більші кількості органічного вуглецю і за гумусним станом можуть бути віднесені до мало- (уміст  $C_{орг}$  4-6%) та середньогумусних (уміст  $C_{орг}$  6-9%).

Зниження вмісту гумусу у верхніх горизонтах ґрунтів – явище типове майже для всіх сучасних міст і, в першу чергу, пов'язане з вилученням листяного відпаду. Постійне видалення листяного відпаду, а також стриження газонів призводить до розмикання природних біогеохімічних циклів внаслідок знищення каналів повернення поживних речовин до ґрунтів. З іншого боку, процеси розпаду, гуміфікації та мінералізації навіть тих рослинних решток, що не були вилучені, гальмуються внаслідок дії всього комплексу антропогенних впливів.

Процеси утворення гумусових речовин в міських ґрунтах відбуваються під дією комплексу природних чинників – кліматичних, геоморфологічних, геологічних, біологічних, однак на їхню динаміку суттєво впливає специфіка міських ґрунтів: особливості водного, повітряного, окисно-відновного режимів, постійне надходження великих кількостей різноманітних забруднювачів тощо.

Невисокі кількості гумусу у ґрунтах транспортних урбосистем пояснюються тим, що у верхні горизонти цих пришляхових ґрунтів постійно надходять великі кількості піску, яким посипаються дороги взимку. Більш високий уміст гумусу у верхніх горизонтах селитебних урбосистем Лівобережної зони (зональними ґрунтами цієї зони є глинисто-піщані в комплексі із слабогумусними пісками, де вміст  $C_{орг}$  не перевищує 2%) пояснюється тим, що вони сформовані насипними генетично відмінними ґрунтосумішами. У ґрунтах обох балок – Самишиної та Водяної найбільші кількості гумусових речовин визначено у тальвегу (3,34% та 2,55% відповідно), у ґрунтах схилів північної експозиції вміст гумусу порівняно більший (2,50% та 1,73% відповідно), ніж у південній експо-

зиції (2,04% та 1,48% відповідно). Варіювання вмісту гумусових речовин у грунтах переважно всіх урбосистем невисоке.

Аналіз фракційного складу гумусу показав, що хоча в грунтах всіх досліджуваних урбосистем гумінові кислоти переважають над фульвовими, однак це співвідношення зменшується у грунтах найбільш забруднених Східної ( $C_{гк}/C_{фк} - 1,9-2,2$ ) та Центральної ( $C_{гк}/C_{фк} - 1,8-1,9$ ) зон порівняно з Західною зоною ( $C_{гк}/C_{фк} - 3,0-3,1$ ).

За ступенем карбонатності переважну більшість досліджуваних грунтів можна віднести до середньокарбонатних (3-8%  $CaCO_3$ ), за винятком грунтів Лівобережної зони, де вміст карбонатів не перевищує 1%.

Типовим явищем для урбоекосистем є лужна реакція грунтів в їх межах. Причиною цього явища є надходження до грунтів будівельного сміття, яке містить вапно, а також деяких речовин у складі промислових викидів. Дніпродзержинськ не є винятком – в більшості урбосистем значення рН водяної витяжки з грунтів коливались в межах 7,8-8,2.

За гранулометричним складом ґрунти міста відрізняються наступним чином. В Лівобережній зоні ґрунти містять підвищені кількості піщаних фракцій і характеризуються піщаним і супіщаним гранулометричним складом, в правобережній частині міста переважно визначаються суглинисті ґрунти, лише в автотранспортних урбосистемах визначався підвищений вміст піщаної фракції.

Дія всього комплексу антропогенних чинників призводить до погіршення фізичних властивостей ґрунтів – майже у всіх урбосистемах правобережної частини міста спостерігалось переущільнення ґрунтів.

Для оцінки впливу ґрунтових властивостей на розподіл валових форм важких металів був проведений багатофакторний регресійний аналіз, де в якості факторів, які обумовлюють варіювання вмісту елементів, використовувались: вміст гумусу, карбонатів, заліза, гранулометричний склад (вміст фізичної глини) і рН водяної витяжки. Коефіцієнти рівняння визначались методом покрокової множинної регресії з відбраковуванням неістотних параметрів моделі. Якість моделі оцінювалась за критерієм Фішера,  $p < 0,001$ . Дані загального масиву були стандартизовані, що давало змогу порівнювати коефіцієнти рівнянь між собою. Рівняння наведені у таблиці 2.

Між вмістом деяких елементів є певний кореляційний зв'язок, що обумовлено, на наш погляд, існуванням деяких спільних чинників (або чинника), які впливають на розподіл цих важких металів. Однією з причин такого зв'язку може бути те, що важкі метали взаємодіють з одними й тими самими ґрунтовими реакційними центрами. При цьому між елементами не може не виникати конкуренції за ці центри. Ладонін [3] в модельних дослідженнях виявив, що мідь конкурує з цинком та кадмієм, свинець – з цинком та кадмієм, цинк – з кадмієм, є відомості, що мідь знижує сорбцію цинку, а цинк – кадмію. Нами виявлений кореляційний зв'язок між вмістом міді та кадмію ( $r = 0,34$ ), цинку та

свинцю ( $r = 0,35$ ), цинку та кадмію ( $r = 0,37$ ), нікелю і кадмію ( $r = 0,45$ ) і більш помітний кореляційний зв'язок між вмістом міді та цинку ( $r = 0,52$ ).

Таблиця 2

Результати багатofакторного регресійного аналізу впливу ґрунтових властивостей на розподіл важких металів у ґрунтах

Елемент	Рівняння	Коефіцієнт множинної кореляції
Mn	$C_B = 589 \cdot 10^{-7} + 0,322 \text{ Fe} + 0,191 \text{ крб} + 0,148 \text{ фг}$	0,51
Cu	$C_B = 254 \cdot 10^{-7} + 0,253 \text{ крб} + 0,245 \text{ Fe} + 0,170 \text{ фг} - 0,186 \text{ рН}$	0,47
Zn	$C_B = 224 \cdot 10^{-7} + 0,311 \text{ крб} + 0,204 \text{ Fe} + 0,2 \text{ фг} - 0,208 \text{ рН}$	0,50
Ni	$C_B = 106 \cdot 10^{-6} + 0,387 \text{ Fe} + 0,229 \text{ крб}$	0,53
Pb	$C_B = -93 \cdot 10^{-7} + 0,288 \text{ Fe} + 0,206 \text{ крб} + 0,181 \text{ фг} - 0,097 \text{ рН}$	0,49
Cd	$C_B = 2 \cdot 10^{-6} + 0,362 \text{ крб} + 0,195 \text{ Fe} + 0,161 \text{ фг} - 0,259 \text{ рН}$	0,51

*Примітка.*  $C_B$  – валовий вміст елемента; крб – вміст карбонатів; фг – вміст фізичної глини, Fe – вміст валового заліза; рН – рН водяної витяжки з ґрунту.

**Висновки.** Таким чином, на розподіл важких металів у ґрунтах в тій чи іншій мірі позитивно впливає вміст карбонатів, валового заліза, а також фізичної глини, зворотній кореляційний зв'язок між значенням рН водяної витяжки визначено для вмісту валових форм міді, цинку, свинцю та кадмію. З огляду на коефіцієнти множинної кореляції, можна сказати, що ґрунтові властивості хоча і впливають на концентрацію металів у ґрунтах, але вплив їх невисокий і не перевищує 30 % (за коефіцієнтом детермінації).

#### Список літератури

1. Мотузова Т.В. Принципы и методы почвенно-химического мониторинга. – М.: Изд-во МГУ, 1988. – 101 с.
2. Кабата-Пендиас А., Пендиас Х. Микроэлементы в почвах и растениях. – М.: Мир, 1989. – 439 с.
3. Ладонин Д.В. Конкурентные взаимоотношения ионов при загрязнении почв тяжелыми металлами // Почвоведение. – 2000. – № 10. – С.1285–1293.
4. Мотузова Т.В. Природа буферности почв к внешним химическим воздействиям // Почвоведение. – 1994. – № 4. – С. 46–52.
5. Обухов А.И., Лепнева О.М. Биогеохимия тяжелых металлов в городской среде // Почвоведение. – 1989. – № 5. – С. 65–73.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 15.10.2012*

## РАДИАЦИОННОЕ РЕГЛАМЕНТИРОВАНИЕ ОБРАЩЕНИЯ С МИНЕРАЛЬНЫМ СЫРЬЕМ, МАТЕРИАЛАМИ И ОТХОДАМИ, СОДЕРЖАЩИМИ ТЕХНОГЕННО - УСИЛЕННЫЕ ИСТОЧНИКИ ЕСТЕСТВЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

В статье предложены методические подходы и рекомендации по радиационному регламентированию обращения с техногенно-усиленными источниками естественного происхождения. Обоснована классификация по смыслу естественных радионуклидов в минеральном сырье, материалах и технологических отходах.

У статті запропоновано методичні підходи та рекомендації по радіаційному регламентування поводження з техногенно-підсиленими джерелами природного походження. Обґрунтована класифікація за змістом природних радіонуклідів у мінеральній сировині, матеріалах і технологічних відходах.

The article suggests methodical approaches and recommendations on radiation treatment regulation technologically-enhanced naturally occurring sources. Substantiated classification content of natural radionuclides in the mineral raw materials, materials and process waste.

**Вступление.** В последнее десятилетие в связи с интенсивным развитием промышленности, ростом внимания к качеству жизни и, соответственно, к чистоте окружающей среды, весьма актуальной становится проблема обращения с техногенно-усиленными источниками природного происхождения. Это обусловлено тем, что естественные радионуклиды рядов урана и тория играют большую роль в облучении человека, чем искусственные. Исключительно остро стоит эта проблема в Украине.

Это вызвано следующими причинами:

- интенсивное развитие горнодобывающей и перерабатывающей промышленности;
- геологические условия страны;
- высокая плотность населения в промышленных регионах страны;
- высокий уровень развития сельского хозяйства;
- авария на Чернобыльской АЭС и радиологические последствия этого.

Учитывая это, в Украине принят ряд нормативных документов, регламентирующих облучение работников и защищающих их от вредного воздействия на организм:

Закон Украины «О защите человека от воздействия ионизирующих излучений»;

Закон Украины «Об обеспечении санитарного и эпидемического благополучия населения»;

Закон Украины «Об использовании ядерной энергии и радиационной безопасности»;

Закон Украины «Об охране труда»

Нормы радиационной безопасности Украины (НРБУ-97);

Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности Украины (ОСПУ-2005);

**Описание проблемы.** Проведенные в последние годы исследования на рудниках Кривбасса показали, что эффективные дозы облучения шахтеров железорудных шахт могут достигать величины 15-25 мЗв, что в несколько раз превышает дозы облучения работников атомных станций.

Аналогичная ситуация на металлургических предприятиях. При выплавке флюса АН-67А на Никопольском заводе ферросплавов концентрация полония – 210 в воздухе в пиковом режиме превышала на два порядка нормативы для населения и в полтора раза для категории «персонал». В шламах концентрация полония – 210 и свинца – 210 достигала величины соответственно 5400 и 12400 Бк·кг<sup>-1</sup>, в связи с чем они подпадают под категорию «низкорadioактивные отходы» [1].

На рабочих местах коксового цеха коксохимического производства ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог" было с применением методов альфа - спектрометрического и радиометрического анализа проанализировано две пробы воздуха на содержание U-238 и Po-210. Содержание U-238 и Po-210 в воздухе оказалось равно, соответственно, 0,9 и 0,0045 Бк·м<sup>-3</sup>, что значительно ( до 300 раз по урану) превышает допустимые концентрации в воздухе для категории В (население). В табл. 1 приведены данные по содержанию естественных радионуклидов в угле, смоле и коксе, которые являются сырьем и готовым продуктом коксохимического производства.

Таблица 1

Содержание естественных радионуклидов в угле, смоле и коксе коксохимического производства ПАО "АрселорМиттал Кривой Рог", Бк·кг<sup>-1</sup>

Материалы	Калий-40	Свинец-210	Полоний-210	Радий-226	Уран-238	Торий-232
Уголь	90±12	36±6	12±4	12±2	94±8	16±2
«СС»	78±13	45±7	5±2	25±3	108±10	11±2
Кокс	11±7	139±17	222±40	2,1±1,3	39±4	2,0±0,6
Смола						

Из табл.1 видно, что при высокой температуре идет процесс технологического перераспределения радионуклидов между коксом и смолой. Это может создать опасность дополнительного облучения рабочих на этих и смежных производствах.

**Цель статьи** - обоснование необходимости нормативного регулирования радиационной безопасности работающих на действующих горных и металлургических производствах и населения Украины.

**Методические подходы и предложения по радиационному регламентированию.** Учитывая необходимость гармонизировать нормативную базу Украины с нормативной базой европейских стран, при разработке регламентирующих величин учитывались подходы к этой проблеме ЕС и Канады [2-4].

Опасность для работников при обращении с минеральным сырьем и материалами зависит от удельной активности в них естественных радионуклидов, количества этих материалов на рабочем месте, продолжительности работы с

ними, запыленности воздуха в зоне дыхания, вентиляции помещений и ряда других параметров. Для обеспечения радиационной безопасности работников в условиях производства, включая планирование вида, объемов и периодичности радиационного контроля при обращении с минеральным сырьем и материалами, а также мероприятий по противорадиационной защите населения вводится их классификация по трем классам.

Критериями классификации есть общая удельная активность естественных альфа-излучающих радионуклидов в минеральном сырье и материалах и мощность поглощенной в воздухе дозы на расстоянии 0,1 м от них (табл. 2).

Таблица 2

Классификация минерального сырья и материалов

Класс	Критерии	
	Удельная активность естественных альфа-излучающих радионуклидов, кБк·кг <sup>-1</sup>	Мощность поглощенной в воздухе дозы, мкГр·час <sup>-1</sup>
Первый	<10 <sup>0</sup>	<0,5
Второй	>10 <sup>0</sup> ; <10 <sup>1</sup>	>0,5; <5,0
Третий	>10 <sup>1</sup> ; <10 <sup>2</sup>	>5,0; <50

Обращение с сырьем и материалами I класса с объемами до 100 тонн в производственных условиях осуществляется без каких-либо ограничений. В случае больших объемов сырья или материалов, применение технологий высокотемпературной переработки, технологий обогащения сырья обязательным условием есть проведение радиационно-гигиенической оценки условий работы, включая оценку вероятных доз облучения работников.

Правила обращения с сырьем и материалами II класса устанавливаются на основе радиационно-гигиенической оценки условий работы с учетом характера их использования, транспортирования, складирования. По результатам дозиметрической оценки принимается решение о выдаче санитарно-эпидемиологического заключения и определения вида радиационного контроля.

Гигиеническая оценка материалов, сырья III класса является обязательной и проводится с учетом объемов и характера их использования. Оценка доз облучения работников этих организаций и населения, которое может испытывать облучение вследствие добычи, переработки, складирования, транспортирования материалов или сырья с повышенным содержанием естественных радионуклидов (ЕРН) является обязательной. По результатам этой оценки может приниматься решение об отнесении работников к категории "Персонал", а также определяется необходимый объем радиационного контроля и принимается решение о необходимости проведения специальных мероприятий по уменьшению доз облучения. При этом обязательно оформляется санитарно-эпидемиологическое заключение. Для предприятия или объекта обосновывается категория в соответствии с требованиями раздела 7.2 ОСПУ-05.

Вопрос об использовании, складировании и транспортировании сырья или материалов с удельной активностью естественных альфа-радионуклидов свыше  $100 \text{ кБк}\cdot\text{кг}^{-1}$  решается в каждом конкретном случае Министерством здравоохранения Украины на основании проведенной радиационно-гигиенической оценки вероятной ситуации облучения в условиях производства и оценки доз облучения населения/

К началу использования материалов второго и третьего классов предприятия или организации необходимо:

- получить от поставщика полную информацию об изотопном составе материала, включая содержание в нем естественных радионуклидов;
- официально сообщить об этом органы Госсанэпидемслужбы, предоставив следующую информацию:
  - точное наименование материала, название и адрес поставщика;
  - планируемые объем и периодичность поставок;
  - количественные данные о содержимом естественных радионуклидов в материале;
  - перечень рабочих мест в технологическом процессе использования материала, их количество и общая численность занятых относительно процесса работников;
  - место складирования материала и способ его использования в производстве;
  - степень механизации работ с материалом на отдельных этапах производства.

При поиске, добыче и переработке полезных ископаемых, сырья или материалов образуются технологические отходы с повышенным содержанием естественных радионуклидов (ТОЕРН). Они различаются по агрегатному состоянию, удельной активности, радионуклидному составу, содержанию солей, другим физико-химическим свойствам, которые имеют значение для выбора способов переработки, хранения или захоронения ТОЕРН. К жидким ТОЕРН относятся не подлежащие дальнейшему использованию органические и неорганические жидкости, пульпы и шламы, в которых удельная активность отдельных природных радионуклидов превышает значение уровней  $PC^{ingest}$ , приведенных в таблице П.2.2. НРБУ-97 или состав смеси радионуклидов такой, что сумма соотношения удельной активности каждого отдельного радионуклида к соответствующему значению его  $PC^{ingest}$  превышает единицу.

Твердые ТОЕРН подразделяются на сыпучие и фрагментарные.

**Сыпучие твердые ТОЕРН** - загрязненный естественными радионуклидами материал (грунты, шламы, фосфогипс, хвосты, пыль из системы газоочистки и прочее), в котором концентрация радиоактивных нуклидов равномерно распределена. Они обычно низкие по концентрации радионуклидов, но относительно большие по объему.

**Фрагментарные твердые ТОЕРН** - загрязненный естественными радионуклидами материал (оборудование и его части, трубы, металлоконструкции, отдельные фрагменты строительных отходов), в которых радиоактивные веще-

ства сконцентрированы или неравномерно распределенные в материале. Обычно они имеют значительно более высокие концентрации радионуклидов в локальном объеме, чем сыпучие. Для твердых сыпучих ТООРН устанавливаются уровни освобождения от контроля.

**Уровни освобождения от контроля** - значение, установленные регулирующим органом и выраженные в единицах удельной активности, при которых или ниже которых техногенно-усиленные источники естественного происхождения (загрязненное оборудование, отходы) могут быть освобождены от регулирующего контроля.

В табл. 3 предложена классификация категорий твердых сыпучих ТООРН по критерию удельной активности, а в табл.4 – уровни освобождения для этих ТООРН.

Таблица 3

Классификация категорий твердых сыпучих ТООРН по критерию удельной активности

Категории ТООРН	Интервал значений удельной активности твердых ТООРН, кБк · кг <sup>-1</sup>	
	альфа- радионуклиды	бета-, гамма- радионуклиды
Н-1	< 10 <sup>0</sup>	< 10 <sup>1</sup>
Н-2	≥ 10 <sup>0</sup> ; < 10 <sup>1</sup>	≥ 10 <sup>1</sup> ; < 10 <sup>2</sup>
Н-3	≥ 10 <sup>1</sup>	≥ 10 <sup>2</sup>

Таблица 4

Уровни освобождения от контроля твердых сыпучих ТООРН естественных радионуклидов рядов <sup>238</sup>U, <sup>235</sup>U та <sup>232</sup>Th.

Радионуклид	Период полураспада	Тип распада	Уровни освобождения, Бк · кг <sup>-1</sup>
<b>Ряд <sup>238</sup>U</b>			
<sup>238</sup> U	4,77 · 10 <sup>9</sup> лет	α	1000
<sup>234</sup> U	2,45 · 10 <sup>5</sup> лет	α	1000
<sup>230</sup> Th	7,70 · 10 <sup>4</sup> лет	α	500
<sup>226</sup> Ra	1600 лет	α	250
<sup>210</sup> Pb	22,3 года	β	250
<sup>210</sup> Po	138,4 дней	α	750
<b>Ряд <sup>232</sup>Th</b>			
<sup>232</sup> Th	1,4 · 10 <sup>10</sup> лет	α	250
<sup>228</sup> Ra	5,75 лет	β	250
<sup>228</sup> Th	1,913 лет	α	250
<b>Ряд <sup>235</sup>U</b>			
<sup>235</sup> U	7,038 · 10 <sup>8</sup> лет	α	1000
<sup>231</sup> Pa	3,276 · 10 <sup>4</sup> лет	α	600
<sup>227</sup> Ac	21,773 года	α	600

Для твердых фрагментарных ТООРН (оборудование и его части, трубы, металлоконструкции, большие фрагменты строительных отходов) предлагаются к установлению уровни освобождения от контроля, приведенные в табл. 5. Кроме того, для твердых фрагментарных ТООРН должны выполняться следующие требования:

– мощность поглощенной дозы на расстоянии 0,1 м не более чем 0,26 мкГр· час<sup>-1</sup> ;

– отсутствие нефиксированного загрязнения естественными альфа-излучающими радионуклидами.

Таблица 5

Уровни освобождения от контроля для твердых фрагментарных ТООРН

Радионуклид	Уровни освобождения от контроля единичного фрагмента, Бк
<b>Ряд <sup>238</sup>U</b>	
<sup>238</sup> U	10000
<sup>234</sup> U	10000
<sup>230</sup> Th	1000
<sup>226</sup> Ra	1000
<sup>210</sup> Pb	1000
<sup>210</sup> Po	1000
<b>Ряд <sup>232</sup>Th</b>	
<sup>232</sup> Th	1000
<sup>228</sup> Ra	1000
<sup>228</sup> Th	1000
<b>Ряд <sup>235</sup>U</b>	
<sup>235</sup> U	10000
<sup>231</sup> Pa	1000
<sup>227</sup> Ac	1000

В условиях деятельности промышленных предприятий работники могут подвергаться дополнительному облучению техногенно-усиленными источниками естественного происхождения. В этом случае устанавливаются следующие дозовые критерии необходимости осуществления контроля, учета естественной составляющей облучения работников и принятия контрмер.

Если в производственных условиях годовая эффективная доза облучения техногенно-усиленными источниками естественного происхождения (без учета дозы фонового облучения) не превышает 1 мЗв, то контроль и учет естественной компоненты работников не обязательный (п. 5.1.3 НРБУ-97).

При эффективных дозах облучения работников от 1 до 5 мЗв в год, связанных с техногенно-усиленными источниками естественного происхождения, вводится система периодического радиационного контроля этого радиационно-

го фактора и возможная реализация определенных защитных мероприятий, которые вытекают из реальных условий облучения и возможного уменьшения доз облучения ценой обоснованных затрат.

Противорадиационная защита населения считается обеспеченной, если средняя годовая эффективная доза облучения критической группы населения не превышает 0,3 мЗв/год (300 мкЗв/год) за счет текущей деятельности предприятия или организации.

### **Выводы**

1. Предложены методические подходы и рекомендации по радиационному регламентированию обращения с техногенно-усиленными источниками природного происхождения.

2. Обоснована классификация по содержанию природных радионуклидов в минеральном сырье и материалах

3. Предложена классификация сыпучих и фрагментарных технологических отходов с повышенным содержанием естественных радионуклидов (ТОЕРН).

### Список литературы

1. Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности Украины (ОСПУ-2005)

2. Radiation Protection 122 Practical Use of the Concepts of Clearance and Exemption – Part I Guidance on General Clearance Levels for Practices. 2000

3. Radiation Protection 122 Practical Use of the Concepts of Clearance and Exemption – Part II Application of the Concept of Exemption and Clearance to Natural Radioactive Sources. 2001

4. Canadian guidelines for the management of naturally occurring radioactive materials (NORM).2000

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 30.10.2012*

## ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

**Ангеловский Александр Анатольевич** – генеральный директор Публичного акционерного общества «Краснодонуголь» (ПАО «Краснодонуголь»).

**Аверьянов Владимир Сергеевич** – ст. преподаватель, Днепродзержинский государственный технический университет, кафедра “Автомобили и автомобильное хозяйство”.

**Астахов Виталий Сергеевич** – ассистент кафедры ТСТ, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Баранов Петр Николаевич** – д.г.-м.н., д.геол.н., профессор кафедры общей и структурной геологии ВНЗ НГУ г. Днепропетровск.

**Барташевская Людмила Ивановна** – к.т.н., доцент кафедры физики, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Барташеский Станислав Евгеньевич** – к.т.н., доцент кафедры транспортных систем и технологий, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Беляев Николай Николаевич** – д.т.н., проф., зав. каф. гидродинамики и водоснабжения ДИИТ, г. Днепропетровск.

**Берлов Александр Викторович** – инженер ДНУ, каф. аэрогидродинамики и энергомассопереноса, г. Днепропетровск.

**Бойко Олег Александрович** – ассистент кафедры "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

**Борисевич Алексей Валерьевич** – к.т.н., доцент кафедры «Автоматы», Санкт-Петербургский государственный политехнический университет (СПбГПУ).

**Бро Семен Мейерович** – к.т.н., старший научный сотрудник ИГТМ АН Украины, г. Днепропетровск.

**Ворошилов Алексей Станиславович** – младший научный сотрудник Института транспортных систем и технологий НАН Украины (ИТСТ НАНУ).

**Воскобойник Євген Константинович** – ассистент кафедры "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

**Гаврилов Евгений Анатольевич** – аспирант второго года обучения кафедры открытых горных работ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск.

**Галушко Николай Николаевич** – директор ОП «Шахта «1/3 Новогородовская» ГП «Селидовуголь», г. Селидово.

**Ганзуленко Оксана Юрьевна** – аспирант, ст. преподаватель кафедры "Материаловедения и технологии художественных изделий", Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный».

**Денищенко Александр Валериевич** – к.т.н., доцент кафедры транспортных систем и технологий Государственного высшего учебного заведения “Национальный горный университет”, г. Днепропетровск.

**Доброногова Виктория Юрьевна** – старший преподаватель кафедры горной энергомеханики и оборудования Донбасского государственного технического

университета, г. Алчевск.

**Долгих В.П.** – аспирант кафедры горной энергомеханики и оборудования Донбасского государственного технического университета, г. Алчевск.

**Дриженко Анатолий Юрьевич** – доктор технических наук, профессор кафедры открытых горных работ Государственного ВУЗа «НГУ» г. Днепропетровск.

**Жулай Юрий Алексеевич** – к.т.н., ведущий научный сотрудник Института транспортных систем и технологий НАН Украины (ИТСТ НАН Украины), г. Днепропетровск.

**Загорудько Валентин Валерійович** – ассистент кафедры "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

**Заграй Володимир Степанович** – старший науковий співробітник ТзОВ "Техприлад".

**Зберовский Василий Владиславович** – к.т.н., старший научный сотрудник Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, г. Днепропетровск.

**Иконников Максим Юрьевич** – к.т.н., доцент кафедры аэрологии и охраны труда Государственного высшего учебного заведения "Национальный горный университет", г. Днепропетровск.

**Ишков Валерий Валериевич** – к. г.-м. н., зав. кафедры минералогии и петрографии ВНЗ НГУ, г. Днепропетровск.

**Кириченко Павел Сергеевич** – ассистент каф. Теплогазоснабжения и вентиляции Криворожского технического университета.

**Клименко Тетяна Карлівна** – к.б.н., доцент кафедры екології та охорони навколишнього середовища, Дніпродзержинський державний технічний університет.

**Кмітіна Ірина В'ячеславівна** – ассистент кафедры "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет".

**Корнеев Сергей Васильевич** – докт. техн. наук, профессор, заведующий кафедрой горной энергомеханики и оборудования Донбасского государственного технического университета, г. Алчевск.

**Коровяка Евгений Анатолиевич** – к.т.н., доцент кафедры ТСТ НГУ, г. Днепропетровск.

**Куцевол Марина Леонідівна** – к. геол. н., доцент кафедры мінералогії та петрографії ДВНЗ „Національний гірничий університет”, м. Дніпропетровськ.

**Лазников Александр Михайлович** – генеральный директор филиала Вольногорский ГМК ЧАО «Крымский ТИТАН», г. Вольногорск.

**Лебедь Александр Леонидович** – аспирант кафедры транспортных систем и технологий, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Лубенець Микола Олексійович** – к.т.н., доцент кафедры транспортних машин і технологій, Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», м. Днепропетровск.

**Лубенець Тетяна Миколаївна** – студентка, Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», г. Днепропетровск.

**Макарова Вера Николаевна** – аспирант кафедры экологии и охраны окружающей среды ГВУЗ «Приднепровская государственная академия строительства и архитектуры», г. Днепропетровск.

**Максимова Наталия Николаевна** – аспирант кафедры эксплуатации гидромелиоративных систем и технологии строительства, Днепропетровский государственный аграрный университет.

**Манукян Эдгар Самвелович** – аспирант кафедры ТСТ, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Миняйло Наталья Александровна** – к.т.н., доцент кафедры "Автоматизированного управления технологическими процессами", Запорожская государственная инженерная академия.

**Михалёв Дмитрий Валериевич** – аспирант кафедры Транспортных систем и технологий, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Мінков Ю. І.** – асистент Державний вищий навчальний заклад "Придніпровська державна академія будівництва та архітектури", г. Днепропетровск.

**Нагорная Елена Константиновна** – ассистент каф. Гидравлики, ПГАСА, г. Днепропетровск.

**Николаенко Анатолий Николаевич** – к.т.н., профессор кафедры "Автоматизированного управления технологическими процессами", Запорожская государственная инженерная академия.

**Николин Григорій Андрійович** – старший викладач кафедри "Автоматизація теплових і хімічних процесів", Національний університет "Львівська політехніка".

**Нікітенко Ігор Святославович** – к. геол. н., доцент кафедри загальної та структурної геології ДВНЗ „Національний гірничий університет”, м. Дніпропетровськ.

**Новосельцев Владимир Владимирович** – аспирант кафедры транспортных систем и технологий Государственного высшего учебного заведения "Национальный горный университет", г. Днепропетровск.

**Носкін Дмитро В'ячеславович** – аспірант кафедри "Автоматизації та комп'ютерних систем", Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", г. Днепропетровск.

**Омельченко Никита Владимирович** – аспирант кафедры СПЭМС, Севастопольский национальный технический университет.

**Панасюк Богдан Евгеньевич** – инженер-программист, отдел информационных технологий (ОИТ), ПАО «Днепропетровский стрелочный завод».

**Петкова Ани Петрова** – д.т.н., профессор кафедры "Технологии конструкционных материалов и материаловедения", Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Санкт-Петербургский политехнический университет».

**Пістун Євген Павлович** – д.т.н., професор кафедри "Автоматизація теплових і хімічних процесів", Національний університет "Львівська політехніка".

**Поліщук С. З.** – проф., Державний вищий навчальний заклад "Придніпровська

державна академія будівництва та архітектури", г. Днепропетровск.

**Полторацька В. М.** – асистент, Державний вищий навчальний заклад "Придніпровська державна академія будівництва та архітектури", г. Днепропетровск.

**Пригунов Александр Сергеевич** – д.т.н., професор кафедри транспортних систем і технологій Государственного высшего учебного заведения "Национальный горный университет", г. Днепропетровск.

**Проскураков Олег Альбертович** – Голова Державної геологічної служби України, м Київ.

**Радченко Виктория Петровна** – асистент каф. АПП Национальная металлургическая академия Украины, г. Днепропетровск.

**Расцветаев Валерий Александрович** – канд. техн. наук, доцент кафедри Транспортных систем и технологий, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Савин Лев Сергеевич** – д.т.н., професор кафедри екології і охорони навколишнього середовища ГВУЗ «Приднепровская государственная академия строительства и архитектуры», г. Днепропетровск.

**Собко Борис Ефимович** – д.т.н., професор кафедри ОГР Национального горного университета, г. Днепропетровск.

**Сорока Максим Леонідович** – аспірант Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту імені акад. В. Лазаряна.

**Сорока Юрій Миколайович** – к.т.н., ст. викладач кафедри екології та охорони навколишнього середовища, Дніпродзержинський державний технічний університет.

**Стадник Микола Іванович** – 1-й заступник директора ФГНДІ «Донгіпробуглемаш».

**Телин Александр Васильевич** – студент кафедри "Автоматизированного управления технологическими процессами", Запорожская государственная инженерная академия.

**Тригуб Ирина Григорьевна** – к.т.н., доцент кафедри автоматизації виробничих процесів Национальной металлургической академии Украины, г. Днепропетровск.

**Уллерих Хена** – директор проектів компанії «Vattenfall Europe Mining AG», Германия.

**Федоришин Роман Миронович** – к.т.н., доцент кафедри "Автоматизація теплових і хімічних процесів", Національний університет "Львівська політехніка".

**Шевченко Сергей Викторович** – к.геол.н., доцент кафедри общей и структурной геологии ВНЗ НГУ г. Днепропетровск.

**Шипунов Сергеевич Александрович** – аспірант кафедри транспортних систем і технологій Государственного высшего учебного заведения "Национальный горный университет", г. Днепропетровск.

**Ширин Леонид Никифорович** – доктор техн. наук, професор, завідуючий кафедри транспортних систем і технологій, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск.

**Шустов Александр Александрович** – науковий співробітник кафедри відкри-

тих гірничих робіт Державного ВНЗ “НГУ”, м. Дніпропетровськ.

**Юрченко Олег Олегович** – аспірант кафедри транспортних систем и технологій Государственного высшего учебного заведения “Национальный горный университет”, г. Днепропетровск.

**Янченко Антон Андреевич** – студент кафедри автоматизированного управління технологическими процесами, Запорожская государственная инженерная академия.

**Яришкіна Лариса Олександрівна** – к.х.н., доцент, завідувач кафедри «Хімія та інженерна екологія» Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту імені акад. В. Лазаряна.

## З М І С Т

1	<b>П.Н. Баранов, О.А. Проскуряков, С.В. Шевченко</b> К вопросу о состоянии минерально-сырьевой базы камнесамоцветного сырья Украины.....	5
2	<b>І.С. Нікітенко, М.Л. Куцевол</b> Дослідження сировини кам'яних виробів періоду неоліту-бронзи з колекції Дніпропетровського національного історичного музею ім. Д.І. Яворницького.....	11
3	<b>В.В. Ишков</b> Новые данные о распределении ртути, мышьяка, бериллия и фтора в угле основных рабочих пластов Павлоград-Петропавловского геолого-промышленного района.....	19
4	<b>Л.Н. Ширин, Д.В. Михалёв</b> Анализ способов повышения эмиссии метана при его извлечении из газо-угольных месторождений.	28
5	<b>А.А. Ангеловский, Ю.А. Жулай, В.В. Зберовский, А.С.Ворошилов</b> Исследование динамических характеристик генератора упругих колебаний при гидрорыхлении угольного пласта.....	35
6	<b>Е.А. Коровяка, В.С. Астахов, Э.С. Манукян</b> Интенсификация способа поверхностной дегазации газоносных угольных пластов.	42
7	<b>С.В. Корнеев, В.Ю. Доброногова, В.П. Долгих</b> Методика тягового расчета забойных скребковых конвейеров с изогнутым в профиле ставом.....	48
8	<b>О.О. Шустов</b> Обґрунтування параметрів вибою при навантаженні стрічкових конвеєрів драглайнами.....	55
9	<b>С.Е. Барташевский, Л.И. Барташевская</b> Пути повышения эффективности работы шахтных локомотивов.....	63
10	<b>Н.А. Лубенец, Т.Н. Лубенец</b> Передача тягового усилия гибкому телу трением.....	70
11	<b>Л.Н. Ширин, В.А. Расцветаев, А.Л. Лебедь, Н.Н. Галушко</b> Перспективы совершенствования схем вспомогательного транспорта в условиях ОП «Шахта «1/3 Новогородовская».....	79
12	<b>С.М. Бро, А.С. Пригунов, С.А. Шипунов</b> Сравнительный анализ энергозатрат различными видами карьерного транспорта.....	84
13	<b>А.В. Денищенко, О.О. Юрченко, В.В. Новосельцев</b> Основы создания путеизмерительного комплекса для горных выработок...	89
14	<b>М.Ю. Иконников</b> Особенности исследования динамики сдвижений в подработанном углепородном массиве методами математического моделирования с целью оценки образования газодерживающих полостей.....	95
15	<b>А.М. Лазников, Б.Е. Собко, У. Хена</b> Исследование эффективных вариантов вскрытия и развития карьера Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения.....	104
16	<b>А.Ю. Дриженко, Є.А. Гаврилов</b> Обґрунтування параметрів технології розробки законсервованих ділянок марганцевих руд у межах гірничого відводу кар'єрів.....	111

17	<b>Y. Pistun, V. Zahray, H. Nykolyn and R. Fedoryshyn</b> Improvement of the ball mill automation and optimization system for solid material grinding.....	117
18	<b>А.П. Петкова, О.Ю. Ганзуленко</b> Повышение водородостойкости внутрикорпусных систем атомных энергетических установок.	122
19	<b>И.В. Кмитина, А.В. Доронин</b> Интеллектуальное управление загрузкой канала связи в системе контроля конвейерных линий.....	129
20	<b>Н.В. Омельченко, А.В. Борисевич</b> Вариант реализации векторного управления асинхронным электродвигателем с применением линеаризации обратной связью.....	135
21	<b>О.А. Бойко, Е.К. Воскобойник, В.В. Загорудько, Д.В. Носкин</b> Изучение современных средств автоматического управления в ВУЗе.....	143
22	<b>А.Н. Николаенко, Н.А. Миняйло, А.В. Телин, А.А. Янченко</b> Разработка тренажера многоуровневой автоматизированной системы управления известково-дробильным отделением.....	149
23	<b>И.Г. Тригуб, Б.Е. Панасюк, В.П. Радченко</b> Информационно-советующая система контроля состава и повышения качества расплава при электродуговом способе получения стали.....	157
24	<b>Н.И. Стадник</b> Автоматизация мехатронных горных машин.....	163
25	<b>С.З. Поліщук, В.М. Полторацька, Ю.І. Мінков</b> Аналіз розподілу приземних концентрацій забруднюючих речовин на границі СЗЗ коксохімічного виробництва пат "ЄВРАЗ ДМЗ ім. Петровського" по даним натурних спостережень та розрахунків на ПЕОМ	172
26	<b>В.С. Аверьянов</b> Исследование экологической безопасности при эксплуатации водных технологических сред на автотранспортных предприятиях.....	179
27	<b>М.Л. Сорока, Л.А. Ярышкина</b> Экологическая оценка сезонных муниципальных отходов на основе опалой листвы зон зеленых насаждений города Днепропетровск .....	183
28	<b>Н.Н. Беляев, А.В. Берлов, А.И. Губин</b> Математическое моделирование прогрева корпуса первой ступени ракеты РС-22 при инициированном воздействии.....	192
29	<b>Н.Н. Беляев, Е.К. Нагорная</b> Исследование эффективности работы вертикального отстойника на базе 3D CFD модели.....	201
30	<b>Н.Н. Беляев, П.С. Кириченко</b> Моделирование работы устройства для выпуска шахтных вод в море.....	206
31	<b>Н.Н. Максимова</b> Отвалы горных пород как фактор подтопления прилегающих территорий.....	211
32	<b>Л.С. Савин, В.Н. Макарова</b> Влияние марганецсодержащих шлаков на окружающую природную среду и перспективы использования их в качестве вторичного сырья.....	217
33	<b>Т.К. Клименко</b> Вплив ґрунтових властивостей на розподіл валових форм важких металів у ґрунтах урбосистем м. Дніпродзержинська.....	222

- 34 **Ю.Н. Сорока** Радиационное регламентирование обращения с минеральным сырьем, материалами и отходами, содержащими техногенно-усиленные источники естественного происхождения..... **228**

**Збірник наукових праць  
Національного гірничого університету  
№ 38**

Підписано до друку 14.11.2012. Формат 60×84/16.  
Ум. друк. арк. 12,1. Обл.-вид. арк. 12,1.  
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