

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

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету**

№ 45

**Дніпропетровськ
2014**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. — Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2014 — № 45 — 228 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 № 9 від 13.11.2014 р.)

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

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

© Державний ВНЗ «НГУ», 2014

Редакційна Рада збірника:

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

Редакція:

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

Експертно-редакційна колегія:*Відкрита розробка РКК*

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

Збагачення корисних копалин

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

Екологічна безпека

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

Підземна розробка РКК

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

Маркшейдерія

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

Шахтне і підземне будівництво

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

Геотехнічна і гірнична механіка

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

Геологія та геофізика

Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.
 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..
 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.
 Заїка 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.
 Слесарєв В.В. – д.т.н., проф.
 Алексєєв М.О. – д.т.н., проф.

Охорона праці

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

Адреса редакції:

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

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

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

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

Рекомендуемая структура статьи:

- **вступление** – постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими программами; анализ последних достижений и публикаций в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья (до 40 строк);
- **формулирование целей статьи** (постановка задачи) (до 20 строк);
- **изложение основного материала исследований** с полным обоснованием полученных научных результатов (5-8стр.);
- **выводы** по данному исследованию с указанием новизны, теоретической и практической значимости полученных научных результатов, перспективы дальнейшего развития в данном направлении (до 30 строк);
- **список 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. Подписуемая подпись имеет вид: Рис. 1. Схема...

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

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

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

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

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию

Список литературы

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

В редакцию «Сборника...» необходимо подать:

1. Электронный вариант и распечатанную **справку об авторах**:
Фамилия, имя, отчество; место работы (полное название организации и её почтовый адрес); должность; ученая степень; номера контактных телефонов, E-mail.
2. **Экспертное заключение** о возможности опубликования материалов в открытой печати.
3. **Выписку** из протокола кафедры /лаборатории, отдела/ отражающую: общий характер статьи (работа фундаментального или прикладного значения, экспериментальная (результаты моделирования, данные промышленных испытаний...), теоретическая (описание нового метода расчёта...) и т.п.; соответствие материалов паспорту выбранной специальности (шифр); личный вклад автора; новизну полученных результатов; рекомендации к публикации.

Телефоны для справок:

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

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

ФАЦИАЛЬНЫЕ РАЗНОВИДНОСТИ МРАМОРИЗОВАННЫХ ИЗВЕСТНЯКОВ И ИХ ОСОБЕННОСТИ ЛОКАЛИЗАЦИИ В ПРЕДЕЛАХ ГОРНОГО КРЫМА

Выявление фациальных разновидностей мраморизованных известняков в пределах Горного Крыма – одна из фундаментальных задач в геологии, позволяющая воссоздать условия их формирования, что в свою очередь, обеспечит надежность поисково-оценочных работ в регионе.

Виявлення фациальних різновидів мармурованих вапняків в межах Гірського Криму – одна з фундаментальних завдань в геології, що дозволяє відтворити умови їх формування, що в свою чергу, забезпечить надійність пошуково-оціночних робіт в регіоні.

Identification of species of marbled limestone facies within the Mountain Crimea - one of the fundamental tasks in geology, allows you to recreate the conditions of their formation, which, in turn, will provide the reliability survey and assessment work in the region.

На основании изучения вещественного и химического состава, а также условий залегания верхнеюрских мраморизованных известняков Крыма были выделены: фитогенная фация (приливно-отливная полоса), биогермная (рифовая) фация (риффы окраин шельфа) и пелитоморфная фация (глубоководная).

Фитогенная фация. *Строматолитовая подфация* (названа по наличию водорослевой слоистости и водорослевых текстур). Это – фация, состоящая, главным образом, из карбонатных илов. Обилие строматолитов, водорослевая слоистость, в совокупности с трещинами усыхания и другими подобными текстурами, делают очевидным тот факт, что эти известняки отлагались в очень мелководной обстановке, некоторые из них образовались в условиях приливно-отливной равнины и были подвержены чередованию затопления и осушения [1].

Эта обстановка характеризуется разнообразием типов карбонатных пород и осадочных текстур.

Действительно, приливно-отливная равнина является местом накопления илов, а в районах с аридным климатом – областью пересыщенных солью вод. Аномально высокая соленость подавляет деятельность зоопланктонного бентоса, который в противном случае разрушает водорослевой покров и препятствует росту строматолитов. Таким же образом, в приливных равнинах засушливых районов существуют условия, благоприятные для образования известняков.

Строматолиты довольно широко развиты в Европейской части региона. Мезозойские строматолиты больше тяготеют к южной части региона: Польша, Германия, Франция, Италия, Греция, Болгария и Великобритания [2]. Впервые, строматолиты в Украине были отмечены на массиве Караджа Судакского синклинория.

Эти породы являются примером строматолитовой фации приливно-отливной равнины. Данную подфацию слагает два типа пород: известковые строматолиты и онколиты (водорослевые шары).

Среди известковых строматолитов Крыма выделяются: *желваковые (вее-рообразные)*, *волнистые (облакообразные)* и *сгустковые с неясной слоистостью*. *Онколиты* представляют собой округлые тела той же природы, что и строматолиты, но, не прикрепленные к субстрату, а свободно лежащие на дне водоема.

Эти субфации, по-видимому, связаны подчиненными обстановками внутри приливно-отливного комплекса. Полагают, что сгустковые известняки являются отложениями приливного марша (болота), желваковые строматолиты относятся к верхней части приливно-отливной зоны, а волнистые строматолиты - к внутренней части приливной зоны.

Водорослевая подфация. Водорослевые известняки встречаются в районе п. Новый Свет и г. Судак. Они образуют рифы, в виде мыса Капчик, который резко выступает в море, при относительно небольшом поперечном размере. Мыс четко определяется в рельефе местности. Он прослеживается в сторону континента, с расширением в мощности.

Одним из важных порообразующих факторов данной разновидности являются водоросли. Твердый карбонат, отлагающийся благодаря жизнедеятельности водорослей, осаждается из раствора при фотосинтезе. Таким же образом, карбонат кальция отлагается внутри клеток и на стенках некоторых водорослей. Поэтому, твердый осадок является результатом выделения углекислого кальция водорослями из воды, в которой они обитают.

Известь выделяется в виде мелких, субмикроскопических отдельных кристалликов, которые соединяются в сгустковые скопления и образуют плотные массы.

Морские водоросли обитают на глубине менее 60 м, не заходя глубже коралловой зоны (284 м), и подвергаются раздроблению и промыванию волнами и течениями [3].

Среди водорослевых известняков выделяются следующие фациальные разновидности: *лепешкообразные, лентообразные, клубкообразные и веткообразные*.

Биогермная (рифовая) фация (коралловые рифы окраин шельфа). Рифовая фация известняков представлена, в основном, плотными мраморизованными разновидностями, залегающими в виде рифовых построек [4] (рис. 1).

Колониальные кораллы, образующие барьерные рифы, предъявляют очень строгие требования к экологическим условиям. Они обитают только в чистой, теплой, нормально соленой морской воде и практически не живут глубже пятидесяти метров. Это связано с тем, что в тканях коралловых полипов селятся микроскопические одноклеточные зеленые водоросли, которым для фотосинтеза нужен свет. В процессе жизнедеятельности водоросли выделяют кислород и углеводород, необходимые для кораллов, а коралловые полипы выдыхают двуокись углерода, нужную водорослям для фотосинтеза. И те, и другие усваивают из морской воды известь и строят из неё свои скелеты. Из них, в основном, и состоят прочные известняки древних рифов. Колонии кораллов селились на прибрежных отмелях и возвышениях дна океана Тетис. Со стороны открытого моря, где чище вода и

больше пищи, они нарастали быстрее, а со стороны берега, где геологические условия были хуже, росли медленнее. Поэтому, многие барьерные рифы приобрели призматическую форму: со стороны моря их ограничивал высокий уступ, а со стороны бывшей суши - отлогий склон.

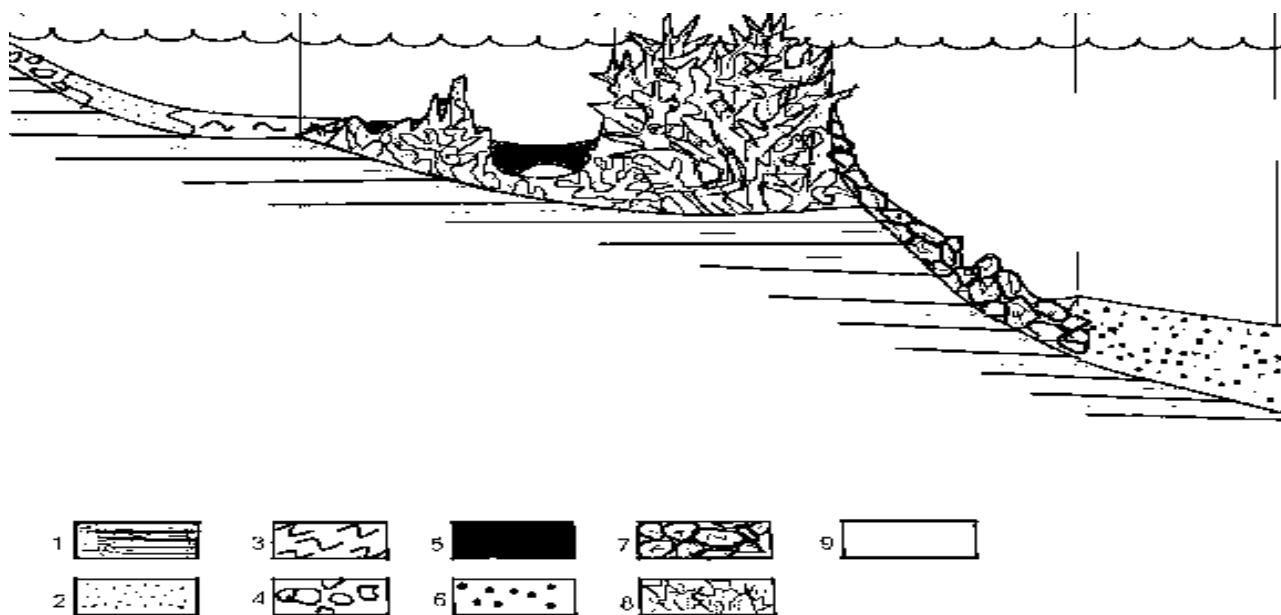


Рис. 1. Схематический разрез барьерного рифа Горного Крыма: 1 -породы таврической серии; 2- песчаники; 3 – глинистые породы; 4 – конгломераты; 5 – известняк-ракушечник; 6 – пелитоморфные известняки; 7 – кластогенные известняки; 8 – коралловые мраморизованные известняки; 9 – строматолитовые известняки

Среди фациальных разновидностей рифовых известняков Крыма выделяются: коралловые и кластогенные (брекчиевидные и биокластические) известняки.

Коралловые мраморизованные известняки изучались в северо-западной части горы Чатырдага, где ведутся разработки открытым способом (карьер Мраморный (месторождение Биюк-Янкойское, с. Мраморное). Выходы коралловых мраморизованных известняков встречаются эпизодически в северной части карьера. Аналогичные образования наблюдаются и на некоторых Балаклавских щебеночных карьерах, где они также образуют небольшие выходы.

Данная разновидность формировалась в несколько этапов: вначале происходило формирование коралловых рифов. Затем они разрушались и накапливались в пределах коралловых построек совместно с глинисто-карбонатным материалом. После этого, происходила раскристаллизация накопившихся осадков и их цементация, а затем, образовывались микро жеоды нескольких генераций из гидротермальных растворов.

Кластогенные мраморизованные известняки в генетическом отношении подразделяется на брекчиевидные и биокластические фациальные разновидности.

Первая фациальная разновидность брекчиевидных известняков – продукты разрушения коралловых построек. Они характеризуются обломками мраморизованных известняков различного цвета, а также, кораллов и раковин. Обломки кораллов достигают больших размеров (от 3 до 10 см), что указывает на близость коралловой постройки (зона рифовой осыпи).

Известняк имеет карбонатный цемент и поры, выполненные белым цементом, иногда заполненные кристаллами кальцита.

Вторая фациальная разновидность брекчиевидных известняков наблюдается в трещинах и древних карстовых провалах, которые встречаются на карьере Мраморный (месторождение Биюк-Янкойское).

Для них характерен коричневый цвет, за счет глинисто-карбонатного цемента.

В особую группу выделяются известняки, которые имеют псевдобрекчиевую текстуру. Они образуются в результате выщелачивания (осветления) оксидов железа по гидротермальным трещинам, создавая текстуру, напоминающую брекчию. В трещинах наблюдается хорошо ограненный пирит с халькопиритом.

Третья фациальная разновидность - известняки биокластические образуются в результате разрушения и перемыва более древних известняков и механической обработки скелетов известняковых организмов. Раковины и обломки их подвергаются механической обработке в зоне прибоя, волнений, в результате приливно-отливных течений, и в той или иной степени окатываются. Раковины измельчаются илоедами.

Так формируется основная часть мелководных карбонатных осадков современных морей.

Пелитоморфная фация (глубоководная морская). Глубоководной морской фации свойственно ритмическое переслаивание обломочных известняков и пелитовых слоев; пласты известняков прослеживаются на большие расстояния, не меняясь по мощности, и имеют резко выраженную нижнюю границу; сортированность от крупнозернистой в основании до тонкозернистой в кровле, а также, неотчетливую верхнюю границу.

Детрит, слагающий известняки, в большинстве своем представлен, главным образом, мелководными бентосными формами. Известковый детрит образовывался в рифах, откуда он эпизодически выносился в окружающий бассейн турбидитными потоками.

Отметим, что пелитоморфные известняки представляют собой широко распространенные, большой мощности отложения, в главных своих чертах и по строению напоминающие собой некарбонатный флиш; они образуют турбидитные конусы выноса, расходящиеся от специфических рифовых построек или карбонатных платформ. Они являются исключением из общего правила, согласно которому карбонаты представляют собой продукт мелководного осадконакопления, хотя, материал, слагающий их, накапливался в мелководной обстановке.

Пелитоморфные известняки наиболее часто встречаются в глубоководных зонах, вблизи крутопогружающихся склонов (предрифовые зоны), хотя, обычны и неотсортированные нетурбидитные глубоководные известняки. Они образуются при осаждении кальцита из пересыщенных карбонатом кальция растворов вод морей, океанов, в водоемах суши с аридным климатом.

Распространены светло-серые пелитоморфные мраморизованные известняки от г. Балаклава до г. Феодосия. Они участвуют в строении главной гряды Крымских гор – гора Ай-Петри, массив Чатырдаг, г. Балаклава.

В пользу глубоководного происхождения свидетельствует наличие дендритов оксидов марганца в мраморизованных известняках.

С рифовыми массивами органического происхождения связаны месторождения нефти и природного горючего газа. Они находятся в рифовых телах во вторичном залегании. Условия залегания карбонатных тел и их пористость благоприятны для аккумуляции в них жидких и газообразных углеводородов. Поэтому, многие месторождения нефти приурочены именно к ископаемым рифовым массивам.

К рифовым известнякам, особенно к закарстованным участкам, бывают приурочены рудные месторождения: бокситов, железных руд, кобальта, никеля и др.

Закономерности распространения. Верхнеюрские мраморизованные известняки в тектоническом отношении приурочены к трем синклиниям: Юго-Западному, Восточно-Крымскому и Судакскому.

Известняки Юго-Западного и Восточно-Крымского синклинориев отличаются пестроцветной окраской от светло-серых до красных с различными оттенками. Окраска известняков имеет большое значение для понимания среды накопления [5]. Установлено, что оксиды железа являются основным красящим компонентом терригенных обломочных пород. Этот компонент является унаследованным от ранее существующих обстановок накопления, либо поступающим непосредственно из среды образования осадка. Карбонатные породы красноцветных шельфовых толщ обычно имеют светлую окраску. Более глубоководные карбонаты могут быть красными или розовыми благодаря сохранению пигментов оксидов *Fe* и *Mn*. Сохранение гидратированного Fe_2O_3 в глубоководных бассейнах с медленной седиментацией, вероятно, является функцией скорости захоронения разлагающегося органического вещества. Следовательно, формирование этой группы известняков характеризуется наличием окислительных процессов.

Вторым характерным признаком для известняков Юго-Западного и Восточно-Крымского синклинориев является наличие двух компонентов – обломки первичного мраморизованного известняка и карбонатного цемента. Тем самым, можно предположить, что разрушение барьерных рифов происходило на фоне общего подъема двух структур. При этом обломочный материал оставался в морском бассейне, где происходила его цементация.

Известняки Судакского синклинория по ряду признаков (изотопный состав углерода, наличие органического вещества, текстурные особенности и

форма отдельностей) кардинально отличаются от соседних синклиналий и относятся к фитогенным (водорослевым) известнякам. Наличие темно-серого до черного цвета свидетельствует о наличии органического углерода (табл. 1), источником которого являются сине-зеленые водоросли. Изотопный состав углерода и кислорода фитогенных известняков массива Караджа является типичным для фанерозойских пород осадочного генезиса.

В целом, значения достаточно однородны и соответствуют относительно стабильным условиям карбонатакопления в мелководно-морском, возможно замкнутом, водоеме, временами с повышенной гидродинамикой.

Все это происходит в мелководных заливах и лагунах, где в результате фотосинтеза последних происходит образование известкового ила. После захоронения этого материала под слоем осадка в несколько сантиметров и удаление из него O_2 морской воды приводит к быстрому формированию восстановительных условий с образованием H_2S , серой окраски и почернению некоторых частей, богатых органическим веществом.

Таблица 1

Изотопный состав углерода и кислорода фитогенных известняков массива Караджа

Порода	C^{13}	O^{18}
№1	3,42	28,52
№2	2,83	28,19
№3	3,08	28,33
№4	3,25	28,23

Примечание: Анализы выполнены в ИГОС НАН Украины, д.г.н., проф. В.Н. Загнитко.

Как отмечают многие исследователи, чем чернее окраска породы, тем значительнее были восстановительные условия и при несколько более высоком содержании органического углерода. Для полного окрашивания в черный цвет достаточно 1 или 2 % органического углерода.

Таким образом, мраморизованные известняки Судакского синклиналия формировались в восстановительных условиях, о чем свидетельствует темный цвет, наличие сероводорода, пирит.

В пределах месторождения Биюк-Янкойское была выявлена особая разновидность известняков с псевдобрекчиевой структурой, характерной для метасоматических псевдобрекчий. Подобные структурные особенности и минеральный состав характерны для флюидолитов карбонатного состава, которые по результатам исследований последних лет сопровождают комплексные проявления полезных ископаемых (благородные и редкие металлы, алмазы и др.), а также характерны для пород кратерной фации кимберлитовых тел.

Выводы. Мраморизованные известняки Крыма относятся к древним постройкам типа барьерных рифов, которые образуют фациальный ряд:

1. Зона приливно-отливной равнины (строматолиты, онколиты, водорослевые известняки). Строматолиты росли на дне морских или пресноводных водоемов, в условиях хорошей освещенности, на мелководье. Строматолитовые образования типичны для отложений, формировавшихся в условиях литорали и сублиторали, защищенных от влияния волн и течений открытого моря и характеризующихся переменной соленостью.

2. В рифовой зоне окраин шельфа образовывались коралловые и кластогенные известняки (брекчиевидные и биокластические). Коралловые известняки – рифовые постройки, которые полностью законсервированы карбонатным цементом; не ярко выраженная брекчия, состоящая из обломков различных по генезису мраморизованных известняков, раковин, кораллов, сформирована в зонах рифовых осыпей; брекчия с ярко выраженными обломочным материалом образовалась в открытых трещинах, либо в древних карстовых воронках; биокластические известняки образуются при механической обработке в зоне прибоя, волнений, в результате приливно-отливных течений.

3. В предрифовой зоне находились пелитоморфные отложения, которые образовались в глубоководных условиях из карбонатных (известковистых) осадков.

4. Мраморизованные известняки Юго-Западного и Восточно-Крымского синклиналиев сформировались в резко окислительных условиях, известняки Судакского синклиналия – в восстановительных, о чем свидетельствуют структурно-тектоническое положение, форма тел, текстурно-структурные особенности пород, цвет, наличие элементов-хромофоров.

Список литературы

1. Дубатолов В.Н. Известковые водоросли и строматолиты (систематика, биостратиграфия, фациальный анализ) / В.Н. Дубатолов, В.А. Москаленко - Н.: Наука, 1988. – 232 с.
2. Семихатов М.А. Динамика систематического разнообразия рифейских и вендских строматолитов Северной Евразии / М.А. Семихатов, М.Е. Раабен. - 1993. - с. 3-12. – (Стратиграфия. Геол. Корреляция; т. 1; № 2).
3. Крылов И.Н. Столбчатые ветвящиеся строматолиты рифейских отложений Южного Урала и их значение для стратиграфии верхнего докембрия / Крылов И.Н. - М.: Наука, 1963. - 133 с.
4. Комар Вл.А. Строматолиты в корреляции опорных разрезов рифея Сибири и Урала / Комар Вл.А. - Изд. АН СССР, 1990. - с. 3-15. – (сер. геол.; № 10).
5. Макарихин В. В. Фитогенные постройки и корреляция разрезов раннего докембрия (восточная часть Балтийского щита) / В.В. Макарихин, П.В. Медведев. - СПб., 1998. - с. 38–40. – (Осадочные формации докембрия и их рудоносность).

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 10.11.2014*

ДО ПИТАННЯ ПРО ВИДІЛЕННЯ НОВГОРОД-СІВЕРСЬКОГО ГІРНИЧОДОБУВНОГО РАЙОНУ ЧАСІВ КИЇВСЬКОЇ РУСІ

На основі мінералого-петрографічних досліджень було визначено, що основним джерелом надходження будівельного каміння для зведення всіх споруд Чернігово-Сіверщини давньоруського часу були родовища бучацького пісковика поблизу м. Новгорода-Сіверського. Встановлені факти дозволяють визначити зону розповсюдження даних порід як стародавній гірничодобувний район.

На основе минералого-петрографических исследований было определено, что основным источником поступления строительного камня для возведения всех сооружений Чернигово-Северщины древнерусского времени были месторождения бучакского песчаника вблизи г. Новгород-Северска. Установленные факты позволяют определить зону распространения данных пород как древний горнодобывающий район.

On the basis of mineralogical and petrographic researches it was determined that the main source of building stone for the construction of all of the buildings in Chernihiv-Sivershchyna region in the times of Kievan Rus were the deposits of Buchak series sandstone near the city of Novhorod-Siverskyi. Established facts permit to determine the zone of spreading of current rocks as an ancient mining district.

Вступ. Мінерально-сировинна база України має довгу історію розвитку, котра далеко не обмежується кількома останніми століттями. Особливо це стосується історії використання кам'яної сировини, чимало родовищ якої почали розроблятися набагато раніше. Окремим важливим етапом у розвитку стародавнього гірництва була доба Київської Русі, коли у зв'язку з підйомом виробництва почалося активне використання природних багатств. Для дослідження історії видобутку гірських порід сьогодні активно залучаються методи природничих наук, зокрема, мінералого-петрографічний аналіз, котрий дозволяє виявити нові факти з історії використання кам'яної сировини.

За часів Київської Русі чималий розвиток отримало використання різноманітних гірських порід як будівельного матеріалу. Це було пов'язано з поширенням монументальної архітектури, традиції якої були запозичені разом із християнською релігією. Початок кам'яного будівництва в Києві зумовив розвиток низки гірничодобувних районів – навколо м. Овруча, звідки доставлялися пірофілітові кварцити і сланці, а також в районі м. Канева, де видобувалися кварцові та глауконітові пісковики. Саме ці породи використовувались для спорудження найпершого давньоруського мурованого храму – церкви Богородиці Десятинної (989–996 рр.) в Києві. Окрім цього, в результаті проведення петрографічного дослідження фундаментів Десятинної церкви нами було встановлено використання залізистих пісковиків і деяких інших порід, що зустрічаються поблизу Києва, та гранітоїдів з району течії річок Ірпеня та Унави [1].

На початку XI ст. кам'яне будівництво розпочалося в другому за значенням центрі Давньоруської держави – Чернігові. Між 1024 та 1036 рр. тут був заснований Спасо-Преображенський собор. Подібно до Десятинної церкви, його почали будувати в техніці «opus mixtum» – з каменю із мінімальним використанням цегли-плінфи.

Петрографічне дослідження каміння його фундаментів було здійснено нами в 2012 році, в ході проведення археологічних розкопок. Як вдалось встановити, храм та прибудови до нього споруджені з глауконітового та кварцового пісковіку. На основі порівняння пісковиків з фундаментами Спасо-Преображенського собору та Десятинної церкви, було зроблено висновок про різні джерела їх надходження. Враховуючи політичну ситуацію початку XI ст., коли Русь була поділена київським князем Ярославом та чернігівським Мстиславом навпіл по Дніпру, також було зроблено висновок, що, найімовірніше, будівельне каміння надходило до Чернігова з району м. Новгород-Сіверського, де відслонюються аналогічні породи. Аналіз кількох зразків пісковиків з відслонень поблизу м. Новгород-Сіверського дозволив засвідчити їх схожість з деякими зразками з фундаментів Спасо-Преображенського собору [2].

Раніше район Новгород-Сіверського не розглядався у літературі як центр видобутку пісковиків давньоруського часу. Так, наприклад, у атласі з геології та корисних копалин України, на карті, присвяченій історії гірництва, на відміну від територій навколо Канева та Овруча, район Новгород-Сіверського позначений лише як центр X–XIII ст. з видобутку вапняку та крейди в якості сировини для виготовлення будівельного вапна [3]. Втім, для підтвердження факту активного використання пісковиків з району м. Новгород-Сіверського в давньоруський час, було необхідно провести більш ретельне дослідження гірських порід з тамтешніх відслонень та виконати петрографічне вивчення будівельного каміння з інших пам'яток давньої мурованої архітектури Чернігівщини. Подібні дослідження до сьогодні не проводилися.

Метою роботи є з'ясування наявності та ступеня розвитку каменедобувної справи у районі м. Новгород-Сіверського в давньоруський час.

Для виконання мети було необхідно провести польові дослідження природних відслонень пісковиків у м. Новгороді-Сіверському, виконати мінералого-петрографічний аналіз і порівняння зразків з відслонень зі зразками з фундаментів давньоруських споруд Новгород-Сіверського та Чернігова, де при будівництві використовувалися дані породи. Також було необхідно порівняти всі зазначені породи з будівельним камінням Спасо-Преображенського собору в Чернігові та Десятинної церкви у Києві.

Виклад основного матеріалу. Пісковики, що відслонюються в районі м. Новгород-Сіверського, проявлені на достатньо великій території, що займає північний схід Чернігівської та північ Сумської областей. Природні відслонення даних порід існують по рр. Десна і Снов у Чернігівській, а також по рр. Клевень та Есмань – притоках Сейму в Сумській області [4]. Породи активно використовувались протягом XX ст. [5], сьогодні також існують кар'єри з видобутку кварцового пісковіку. Дані породи відносяться до бучацької серії еоцену [4, 6]. Пісковики залягають серед пісків аналогічного віку у формі лінз, а також брил розміром до 2–2,5 м. Кварцові пісковики поширені більше, ніж глауконітвмісні [4].

Нас, перш за все, цікавили породи, що відслонюються в межах м. Новгород-Сіверського, де за писемними джерелами існування каменоломень відоме з XVII ст. [7]. Можна було припустити, що їх розробка розпочалася в більш давній період, ще за часів Київської Русі.

Для проведення досліджень було виконано польовий відбір зразків пісковиків з відслонень в межах м. Новгород-Сіверського уздовж правого берега р. Десна на ділянці між Спасо-Преображенським монастирем та Замковою горою (давній міський центр – дитинець кінця X – початку XIII ст.).

За літературними даними, на цій ділянці пісковик залягає у пухких породах пластами потужністю до 1,4 м, а також у формі брил розміром до 0,5–0,7 м. [5].

Зазначені породи у м. Новгороді-Сіверському попередньо розроблялися [5]. Це може пояснити, чому сьогодні на місці, де ще у 60-х роках минулого століття існувала низка кар'єрів, нами було виявлено лише одне їх корінне відслонення (рис. 1). Решта зразків була представлена окремими брилами, які, напевно, залишилися після провадження на цьому місці гірничої розробки. Сьогодні схили, на яких велася розробка, засаджені деревною рослинністю та задерновані. У рельєфі місцевості читаються врізані у схили горизонтальні ділянки, що, напевно, є залишками колишніх кар'єрів.



Рис. 1. Відслонення пісковика (точка спостереження 4). Каміння продовжує розроблятися місцевим населенням (інструмент, залишений під відслоненням)

Було відібрано зразки на восьми точках спостереження від вулиці Пушкінської до Замкової. У результаті їх петрографічного вивчення було встановлено, що всі вони відносяться до кварцових пісковиків з кварцовим, халцедоновим та опаловим цементом. Породи мають різну міцність, але переважно відносяться до кварцитоподібної відміни. За розміром пісковики різнозернисті, переважають середньозернисті уламки.

Кластичний матеріал всіх досліджених зразків на 99–100% складений кварцом. Розмір зерен від 0,1 до 1,8 мм, у гравелістому зразку 3/1 (номер точки спостереження / номер зразка) – до 3 мм, основна маса уламків має розмір 0,2–0,6 мм. Ступінь обкатаності кварцових зерен від обкатаних до необкатаних. Зазвичай, необкатаними є дрібні уламки, а обкатаними – крупні. Внаслідок сти-

скання на контактах між кластичними зернами, форма кварцових уламків часто є конформною (деформованою), частина кварцових зерен катаклазована. Іноді фіксується взаємне проростання зерен кварцу.

У багатьох зразках (1/2, 3/1, 4/3, 4/4, 4/5, 4/6, 4/7, 5/1, 7/1, 8/1) було виявлено поодинокі зерна польових шпатів, представлені, переважно, мікрокліном. За морфологією зерна польових шпатів не вирізняються серед кварцового уламкового матеріалу.

Зразки 1/2, 4/1 та 8/2 містять одиничні кристали циркону, зразок 2/1 – луски мусковіту, а зразок 5/1 – одиничні зерна кременю.

До глауконітвмісних пісковиків у дослідженій колекції можна віднести зразок 2/3. Проте глауконіт у ньому представлений одиничними, дуже дрібними (0,1–0,2 мм) агрегатами, забарвленими гідроксидами заліза в бурій колір.

За складом цементу і типом цементациї всі досліджені зразки можна поділити на чотири групи, цемент у яких, відповідно:

I група – халцедоновий (1/1, 1/3, 4/1, 4/4, 4/6, 7/1, 7/2, 7/3);

II група – реліктовий халцедоновий (1/2, 2/2, 2/3, 3/1, 4/5, 4/7);

III група – кварцовий або відсутній (2/1, 4/2, 4/3, 5/1, 6/1, 8/2);

IV група – реліктовий опаловий (вивітрілий) (8/1).

У цементі перших двох груп халцедоновий цемент переважно співіснує з кварцовим та цементом вдавлювання. Регенераційний кірковий цемент, складений кварцом, присутній у зразках 1/1, 1/2, 2/1, 2/2, 2/3, 4/2, 4/5, 4/7, 5/1, 6/1. Для деяких пісковиків з різних груп характерна також наявність частково незаповнених пор, у яких зустрічаються агрегати непрозорої речовини (вуглиста речовина або сильно забруднені залишки опалового цементу). Вони в істотній кількості містяться у зразках 1/1, 1/2, 2/1, 2/2, 2/3, 3/1, 4/2, 4/5, 7/7.

Цемент порід *першої групи* поровий. Він найбільш розвинутий у зразках 1/3 та 7/3, де складає, відповідно, 30 та 20 % об'єму породи. У решті має місце неповне заповнення пор, а також безпосереднє стискання кластичних зерен. У зразках 1/1 та 7/2 халцедон утворює облямівки навколо кварцових зерен. Халцедон цементу переважно відноситься до мікролускуватої відміни. Якщо він заповнює центральну частину пор, мінерал, зазвичай, представлений більш крупними індивідами та навіть переходить у кварц (1/3, 4/1). У зразках 4/1, 4/6, 7/1 та 7/3 у центрі пор халцедон утворює радіально-променисті сфероліти. У зразку 7/1 на окремих ділянках присутні крупні зони, виконані мікролускуватим халцедоном.

У всіх зразках *другої групи* халцедоновий цемент заповнює незначну кількість пор (рис. 2), присутній також тонкий регенераційний кірковий цемент, складений кварцом та проявлений цемент вдавлювання. У зразку 1/2 в окремих порах присутній опаловий цемент.

Зразки *третьої групи* не містять реліктів халцедонового цементу. Їх цемент або кірковий кварцовий у поєднанні із цементом вдавлювання (2/1, 4/2, 5/1, 6/1), або лише цемент вдавлювання (щільна упаковка кварцових зерен, через яку цемент не зберігся). Іноді вдавлювання супроводжується проростанням кварцових зерен. Попри щільне стискання кластичних зерен, у породах даної групи теж при-

сутні пори, заповнені частково або повністю непрозорою речовиною. Найбільше вони розвинуті в зразку 6/1, де складають до 4% від об'єму породи.

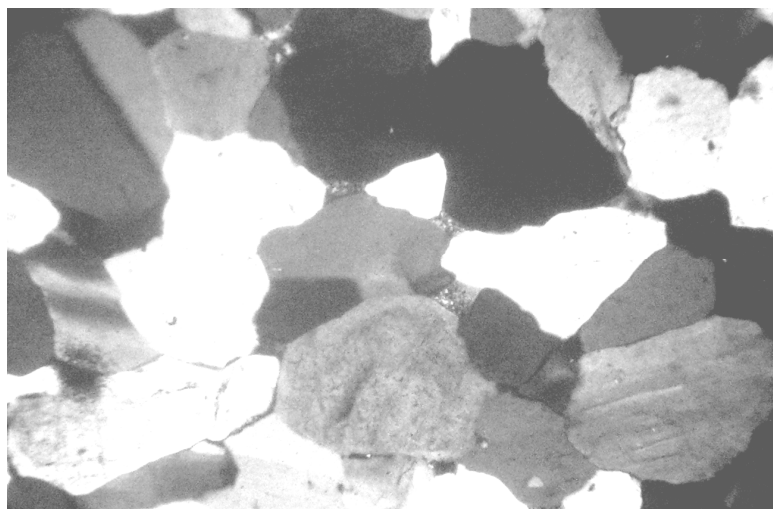


Рис. 2. Пісковик кварцовий з реліктовим халцедоновим цементом (зразок 2/3). Зерна кольорів відтінків сірого – кварц; невеликі зони, виконані мікролускуватою масою, поміж ними – реліктовий халцедоновий цемент. Світло прохідне, ніколі схрещені, збільшення $47\times$

Окремо серед досліджених порід стоїть зразок 8/1 (*четверта група*) – вивітрілий пісковик, де зберігся опаловий поровий цемент, сильно забарвлений гетитом (рис. 3). Основним у породі є цемент вдавлювання. Окрім зерен кварцу в ній містяться окремі уламки мікрокліну. Кластичні зерна мають розмір від 0,1 до 1,4 мм, основна маса – 0,3–0,5 мм. Форма уламків необкатана та напівобкатана, деформована (конформна) внаслідок щільної упаковки.

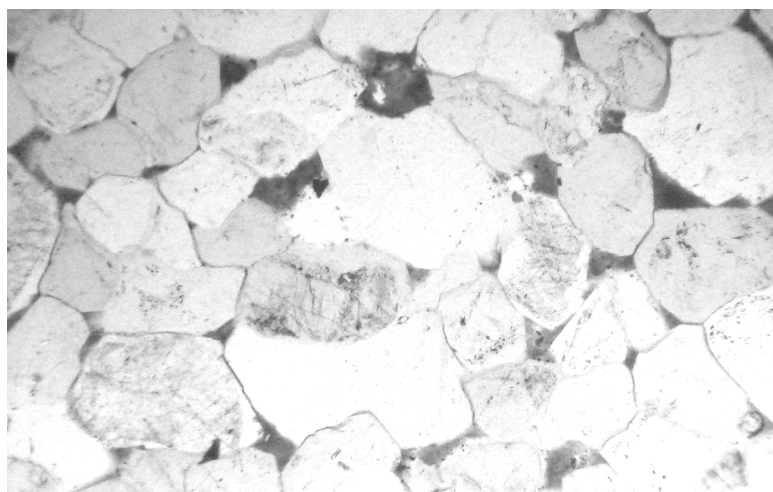


Рис. 3. Пісковик кварцовий (вивітрілий) з реліктовим опаловим цементом (зразок 8/1). Світлі зерна – кварц, темні ділянки поміж ними – реліктовий опаловий цемент, сильно забарвлений оксидами заліза. Світло прохідне, ніколі паралельні, збільшення $47\times$

Стосовно розподілу різних відмін пісковика між різними точками спостереження, можна зазначити, що породи з різними петрографічними особливостями зустрічаються у різних частинах дослідженої території. Крім того, на корінному відслоненні порід (точка спостереження 4) поряд залягають пісковики, що мають різні петрографічні особливості. Можливо, це пов'язано з певною зональністю складу порід всередині пластів та брил бучацького пісковика.

Аналіз зразків з матеріалів розкопок. Для проведення дослідження було надано зразки:

1 – фундамент Успенського собору XI ст. Єлецького Свято-Успенського монастиря, м. Чернігів;

2 – фундамент княжого терему кін. XII – поч. XIII ст. (підмурки стовпа), м. Новгород-Сіверський (рис. 4);

3 – фундамент Спаського собору кін. XII – поч. XIII ст. (північна стіна) в м. Новгороді-Сіверському;

4 – зразок породи з матеріалів розкопок 2013 р. давньоруських шарів валу Замкової гори (дитинець) у м. Новгороді-Сіверському (рис. 5).

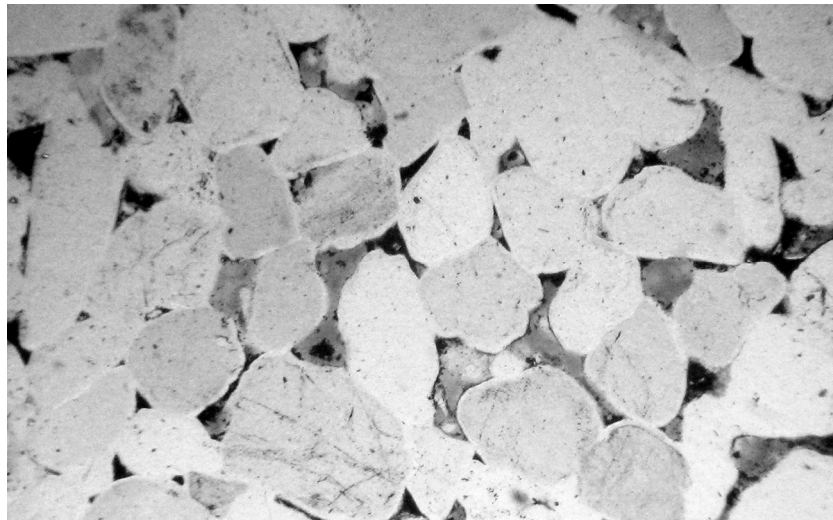


Рис. 4. Пісковик кварцовий (зразок 2 – фундамент княжого терему). Світлі зерна – кварц, більш темні зони – опаловий цемент, забарвлений оксидами заліза, у якому присутні агрегати непрозорої речовини. Світло прохідне, ніколі паралельні, збільшення 47^x

Світлі зерна різного ступеню обкатаності – кварц; темні ізометричні агрегати, складені мікролускуватим матеріалом, – глауконіт; проміжки між кластичними зернами – опал-халцедоновий цемент, де облямівки навколо уламків кварцу – халцедон, а центральна частина пор – опал; агрегати чорного кольору – вуглиста речовина. Світло прохідне, ніколі паралельні, збільшення 72^x

Всі чотири зразки можна визначити як пісковики кварцові. У зразках 1–3 кварц складає 99% уламкового матеріалу, в зразку 4–97 %. У зразках 1 та 4 міститься глауконіт, через що їх можна віднести до глауконітвмісних. При цьому, в зразку 1 глауконіту міститься незначна кількість – частки відсотка, а у зразку

4 – 1–2 %. Всі чотири зразки містять менше відсотка уламків польових шпатів, зразки 2 та 4 – одиничні луски мусковіту; в зразку 2 присутнє також одиничне обкатане зерно кременю. Зразки 1 і 3 містять рештки водоростей.

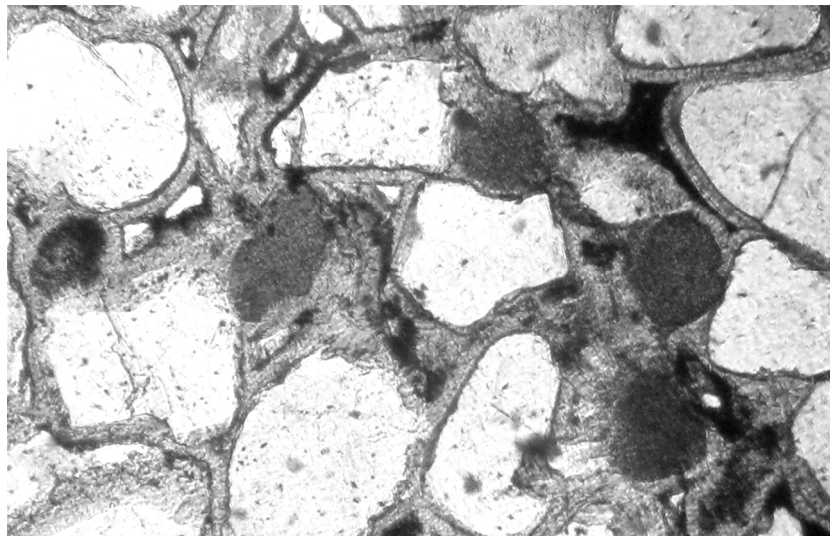


Рис. 5. Пісковик кварцовий глауконітвмісний (зразок 4 – розкопки валу)

Форма зерен кварцу в перших трьох зразках обкатана та напівобкатана, зрідка необкатана. У зразку 4 – необкатана та напівобкатана. Розмір зерен кварцу в зразках 1 та 4 – 0,1–0,8 мм, основна маса – 0,2–0,4 мм. У зразку 2 – 0,1–1,2 мм, основна маса – 0,2–0,5 мм; у зразку 3 – 0,2–1,5 мм, основна маса – 0,4–0,7 мм. Польові шпати за розміром та морфологією, переважно, не відрізняються від зерен кварцу, глауконіт зразків 1 та 4 представлений ізометричними агрегатами, при цьому в обох зразках йому притаманний брунатний відтінок. Мусковіт представлений прозорими лусками з прямим згасанням. Зерно кременя в зразку 2 має розмір 0,6 мм та обкатану форму.

У цементі всіх чотирьох зразків присутні опал та халцедон. У зразках 1–3 спостерігається також регенераційний кварцовий цемент, а на контактах кварцових зерен цемент часто відсутній через щільну упаковку – цемент вдавлювання.

Найбільше цемент розвинутий у зразку 4. За типом цементації його можна визначити як базально-поровий, за складом – опал-халцедоновий, у якому внутрішня частина пор виконана халцедоном або опалом, а кластичні зерна облямовуються халцедоном. Іноді халцедон представлений сферолітами, паралельнолускуватими агрегатами, присутні окремі ділянки, повністю складені опалом.

Цемент зразків 1 і 2 представлений, відповідно, халцедон-опаловим та опаловим (у зразку 2 халцедон представлений лише одиничними крупними агрегатами). За просторовим розташуванням в обох зразках цемент можна визначити як поровий. Також, у зразку 2 окремі зерна кварцу заміщуються опалом – цемент роз'їдання (коразійний).

У зразку 3 теж міститься поровий опаловий цемент, крім того, одна пора виконана мікролускуватим халцедоном. Проте основним цементом у породі є

кварцовий регенераційний, що поєднується з безпосереднім стисканням класичних зерен – цемент вдавлювання.

Опал досліджених порід забарвлений у брунатний колір, в порах присутні агрегати непрозорої речовини (вуглистої, або ж сильно забруднені ділянки опалового цементу). У зразках 1 і 4 містяться незаповнені пори, де первинний опаловий цемент не зберігся.

Порівняльний аналіз зразків з відслонень. Всі зразки пісковика, відібрані на відслоненнях у м. Новгороді-Сіверському, можна віднести до кварцової відміни. Лише зразок 2/3 за вмістом одиничних дрібних агрегатів глауконіту може бути визначений як глауконітвмісний.

Якщо порівнювати досліджені зразки з матеріалами розкопок Спасо-Преображенського собору в Чернігові 2012 р., то всі зразки кварцових пісковиків з фундаментів собору можна визначити як кварцові пісковики з реліктовим халцедоновим цементом (зразки 6, 7, 8, 10, 12, 14, 18, 21, 23, 24). Так само можуть бути охарактеризовані зразки з відслонень другої групи (1/2, 2/2, 2/3, 3/1, 4/5, 4/7). При безпосередньому порівнянні шліфів було встановлено, що за текстурно-структурними особливостями та вмістом польових шпатів найбільш подібними є зразок 4/5 з відслонення та зразок 8 з фундаменту Спасо-Преображенського собору. Також близькими до зазначеного зразка з фундаментів є зразки 1/2 та 4/7. Крім того, за вмістом польових шпатів та сферолітів халцедону зразок з фундаментів 14 є близьким до зразка 7/1, що має більш розвинутий халцедоновий цемент, а за вмістом польових шпатів і мусковіту зразок 7 схожий на зразок 2/1 з відслонення.

Зразок глауконітвмісного пісковика 2/3, попри деяку відмінність від групи пісковиків з фундаментів Спасо-Преображенського собору в Чернігові, що містять менше 1% глауконіту, за текстурно-структурними ознаками наближений до зразка 16 з правої прибудови собору.

Стосовно описаних вище зразків з матеріалів розкопок 2013 р., зразок 4 відрізняється від відібраних на відслоненнях зразків значним вмістом глауконіту. За наявністю опалового цементу зразки 1–3 близькі до зразка 8/1 з відслонення на місці старого кар'єру (між вул. Герцена та Замкова). Крім того, зважаючи на вміст у багатьох зразках з відслонень порожніх пор, у яких збереглася лише непрозора речовина (1/1, 1/2, 2/1, 2/2, 2/3, 3/1, 4/2, 4/5, 7/7), а також присутність у зразку 1/2 одиничних пор з опаловим цементом, напевно, ми маємо справу з тими самими породами, в яких первинний опаловий цемент не зберігся.

Порівняльний аналіз зразків з матеріалів розкопок. Спільною особливістю зразків 1–3 є добра збереженість опалового цементу в порах. До спільних рис також можна віднести те, що зазначені зразки містять польові шпати, а у зразках 1 та 3 присутні рештки водоростей.

Зразок 1 (Успенський собор у Чернігові) містить незначну кількість глауконіту (до 1%) та за цією ознакою подібний до тих пісковиків з фундаментів Спасо-Преображенського собору в Чернігові, які використовувались при зведенні південної прибудови храму (друга група за матеріалами досліджень 2012 р.) [2]. Відмінність між цими породами полягає в тому, що у пісковиках зі Спа-

ського собору від опалового цементу зазвичай залишилися лише пори, заповнені непрозорою речовиною, хоча в зразках 16 та 17 наявні рештки халцедонового і такого ж бурого опалового цементу. З огляду на це, дані породи, використані для будівництва приблизно в один історичний період, цілком могли мати близьке походження.

Зразки 2 та 3 прямих аналогів серед каменю фундаментів Спасо-Преображенського собору в Чернігові не мають, оскільки опаловий цемент там присутній тільки в глауконітвмісних породах. З іншого боку, за цією ознакою вони подібні один одному, виділяючись серед решти досліджених зразків. Тому, джерела постачання кам'яної сировини на будівництво княжого терема та Спаського собору в Новгороді-Сіверському можуть бути наближені за розташуванням і безумовно є місцевими, зважаючи на близькість проявів даних порід.

Зразок 4 за мінералого-петрографічними особливостями відповідає глауконітвмісним пісковикам з фундаментів Спасо-Преображенського собору в Чернігові, що містять понад 1% глауконіту (перша група) [2]. За мінеральним складом і текстурно-структурними ознаками пісковик з валу м. Новгорода-Сіверського близький до зразків 1, 13, 25 і дещо менше – до зразка 9, які застосовані на першому етапі будівництва Спасо-Преображенського собору в Чернігові.

Висновки. Таким чином, зразки кварцових пісковиків, відібрані на відслоненнях у м. Новгороді-Сіверському, мають аналоги у фундаментах Спасо-Преображенського собору в Чернігові. Деякі зразки з відслонень схожі на пісковики з фундаментів княжого терема та Спаського собору у м. Новгороді-Сіверському, вірогідно, будучи їх вивітрілими аналогами. Пісковик з фундаментів Чернігівського Успенського собору близький за мінералого-петрографічними особливостями як до пісковиків, що використовувались на другому етапі побудови Спасо-Преображенського собору в Чернігові, так і до порід з фундаментів княжого терема та Спаського собору у м. Новгороді-Сіверському. Знаходження глауконітвмісного пісковика в давньоруському культурному шарі в м. Новгороді-Сіверському свідчить на користь того, що відслонення глауконітових пісковиків, яких сьогодні в прилеглий місцевості не виявлено, могли тут існувати та розроблятися в давнину. Глауконітвмісний пісковик з матеріалів розкопок валу в м. Новгороді-Сіверському має схожі аналоги серед зразків з фундаментів Спаського собору в м. Чернігові.

Зважаючи на всі зазначені факти, а також беручи до уваги результати попередніх досліджень, можна зробити висновок, що пісковики бучацької серії, що відслонюються в районі м. Новгорода-Сіверського, у давньоруський час активно використовувалися для місцевого будівництва, а також могли постачатися як будівельний камінь до м. Чернігова, де застосовувалися подібні породи. Отже, район міста Новгорода-Сіверського міг цілком слугувати основним джерелом надходження будівельного каміння для зведення всіх споруд Чернігово-Сіверщини давньоруського часу, що дозволяє з великою вірогідністю визначити його як окремий гірничодобувний район у масштабах видобутку каміння середньовічної доби.

Список літератури

1. Нікітенко І.С. Результати мінералого-петрографічного дослідження будівельного каміння з фундаментів Десятинної церкви у Києві / І.С. Нікітенко, Д.Д. Йолшин // Коштовне та декоративне каміння. – 2009. – №6. – С. 22–27.
2. Нікітенко І.С. Результати петрографічного дослідження фундаментів Спасо-Преображенського собору в м. Чернігові / І.С. Нікітенко, О.Є. Черненко // Геолог України. – 2013. – №2. – С. 147–154.
3. Атлас. Геологія і корисні копалини України: масштаб 1:5000000 / [М.М. Байсарович, В.Я. Великанов, М.А. Бородулін та ін.]; гол. ред. Л.С. Галецький. – К.: Ін-т геологічних наук НАН України; УЩПТ «Геос-XXI століття», 2001. – 168 с.
4. Обломочные породы Украины / [Ткачук Л.Г., Литовченко Е.И., Коваленко Д.Н. и др.] – К.: Наукова думка, 1981. – 352 с.
5. Строительные материалы Черниговской области / [сост. Г.Е. Горбачевский, Г.Н. Калинин, А.А. Шапочкина и др.]. – К.: Госстройиздат УССР, 1963. – 168 с.
6. Стратиграфія УРСР. В 11 т. Т. 9. Палеоген. / Д.Є. Айзенверг, В.Г. Бондарчук, О.К. Карпенко-Черноусова [та ін.]; гол. ред. В.Г. Бондарчук. – К.: Вид. АН УРСР, 1963. – 320 с.
7. Кулаковський П. Чернігово-Сіверщина у складі Речі Посполитої (1618 – 1648) / П. Кулаковський. – К.: Темпора, 2006. – 496 с.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Барановим П.М.
Надійшла до редакції 05.09.2014*

УДК 552.08

© E. V. Slivnaya

TYPOMORPHISM OF PERTHITIC INTERGROWTH OF FELDSPARS FROM GRANITIC PEGMATITES FROM THE AREA OF WEST AZOV (UKRAINIAN SHIELD)

Приведены данные о вещественном составе графических пегматитов с различной специализацией кварца и отмечено широкое развитие пертитовых вростков в полевых шпатах. Проанализированы типоморфные признаки пертитов и антипертитов и их генетическая информативность. Предложен вероятный механизм образования данных пород.

Наведено дані про речовинний склад графічних пегматитів з різною спеціалізацією кварцю і відмічено значне поширення пертитових зрощень у польових шпатах. Проаналізовано типоморфні ознаки пертитів та антипертитів та їх генетична інформативність. Запропоновано ймовірний механізм утворення даних порід

The results of material composition of graphic pegmatite quartz with different specialization and noted the broad development perthitic intergrowths in feldspars. Analyses are given of typomorphic signs perthites and antiperthites and their genetic information content. We propose a probable mechanism of formation of these rocks.

The results of a detailed microscopic study of regular intergrowths of feldspar and quartz from granitic pegmatites of the West Azov Region (Ukrainian Shield) are provided here. The data collected on the material composition of graphic granite (pegmatite) with different specialization of quartz are collected and the extensive de-

velopment of perthitic intergrowths in feldspars and myrmekite effusion of quartz is recorded. Since the size, shape, and degree of perfection and pattern of distribution of perthites and antiperthites for most granitic formations are a strong typomorphic indication, also their genetic informational content is analyzed and probable mechanism of formation of these rocks is proposed.

As a result of a comprehensive study of the pegmatite deposits "Balka Bolshogo Lagerya" of Yeliseyevsky pegmatite field, the areas of graphic pegmatite of not clearly graphical, graphical and to a lesser extent pegmatoid, granular and block structure were studied, and the unique fancy varieties of graphic pegmatites were singled out. The main features of these rocks are a variety of color, relatively constant mineral composition (microcline - 50-75% quartz - 20-35% plagioclase - 3-15% biotite + muscovite - from 0 to 3%; ore - up to 1%; other minerals - up to 1%) and the presence of the original texture pattern, due to mutual intergrowth of microcline with crystals of quartz (ichtyoglipte). The major rock-forming minerals of graphical pegmatites - quartz and feldspars have been examined more in details.

For these quartz rocks it is common to have specific inclusions of solid materials and volatile components, such as syngenetic inclusions of rutile and titanite iron ore (ilmenite), rarer of sphene or titanite and epigenetic fluid water and gas-water inclusions.

However, there are also rocks found, where quartz contains only fluid inclusions. Thus, all the studied pegmatites of the "Balka Bolshogo Lagerya" deposit are divided into pegmatites with rutile-ilmenite association of inclusions in quartz (titaniferous specialization) and pegmatites, where quartz does not contain inclusions of solids. For granitoid formations of the West Azov Region rocks with titaniferous, aluminum-titanium containing, aluminum, aluminum-lithium and aluminum-rare earth specialty, quartz is common [1].

For selected varieties of graphical pegmatites the formation of various double-feldspar intergrowths (Table 1) is typical, in studies of which morphological and genetic classification of perthites has been used and antiperthites Rudenko A.S. [2], developed on the basis of studies of pegmatites. In metamorphic and ultrametagenic rocks the same genetic types of feldspar intergrowths are observed. They vary a lot in size and shape of intergrowth of one type of feldspar into another, which complicates interpretation of their genesis [3]. Rough (massive) intergrowths are often referred to as metasomatic or recrystallized ones, and the thin aligned plates in (13.0.2) - to disintegrating or decomposing ones.

The bulk of perthitic intergrowths of studied granite pegmatites consists of cryptoperthite of disintegration, segregational and segregation-metasomatic (Fig. 1a), metasomatic micro- and macropertthites, rarer micro and macropertthites of recrystallization of the first kind. Various antiperthites of recrystallization (Fig. 1b) are frequently found among antiperthites, while metasomatic antiperthites are much less common. Usually, in a single flake several genetic types of feldspar intergrowths appear. In association with perthites and antiperthites myrmekites are frequent to be found (Fig. 1, c), which are randomly oriented poikilitic inclusions of plagioclase, K-feldspar and other rock-forming minerals; porphyroblast (metacrystal) are sometimes present as microcline and plagioclase-isoperthites (Fig. 2, a).

Thus, for the granitoids and graphical granites with titaniferous specialization of ore-forming medium of quartz, the vast majority of perthitic intergrowths are cryptoperthite of decomposition, at the account of which segregation perthites grow which also have extensive development. As a result of complications of segregation process by metasomatic phenomena, segregation-metasomatic microperthites are formed, which are expressed through the appearance of larger intergrowths of albite, and also in enveloping of foreign inclusions with albite in microcline (ichtyoglipite of quartz, poikilitic inclusions).

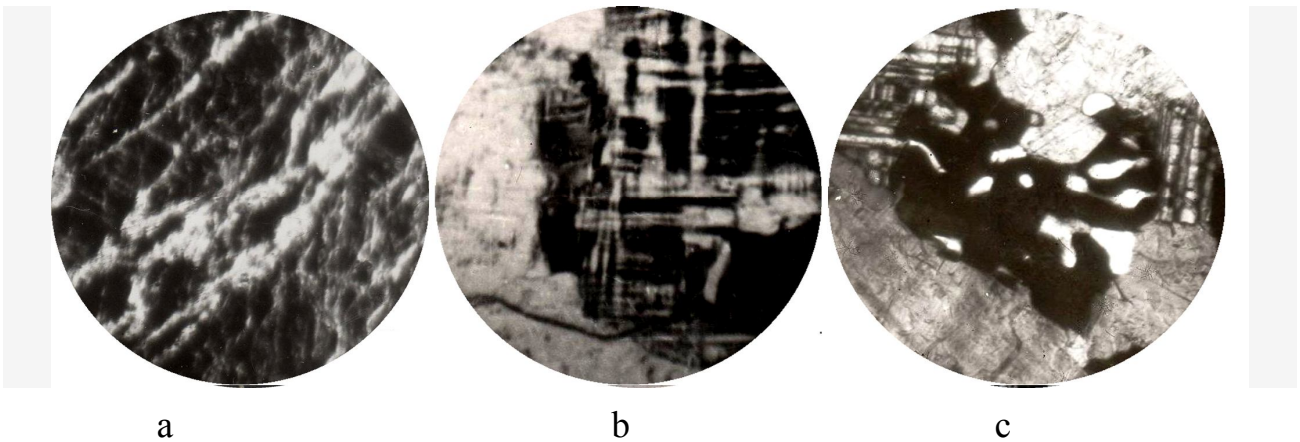


Fig. 1. Quartz-feldspar and feldspar intergrowths in granitic rocks of the West Azov Region: a) the segregation-metasomatic perthites; b) antiperthites of recrystallization; c) myrmekites

Throughout the area, almost in each microcline (K-feldspar) flake metasomatic perthites of the 1st kind are present in small amounts (up to 3%) (Fig. 2b) - albite intergrowths develop along the cracks of a split or along the periphery of the adjacent flakes of K-feldspar at the account of Sodium ions addition and potassium ions removal. Antiperthites of recrystallization of the 1st kind are widely spread and in a significant amount developed. They are formed due to transformation of fine-grained rocks (granite-aplites, granite-porphry) into pegmatites, that is as a result of recrystallization.

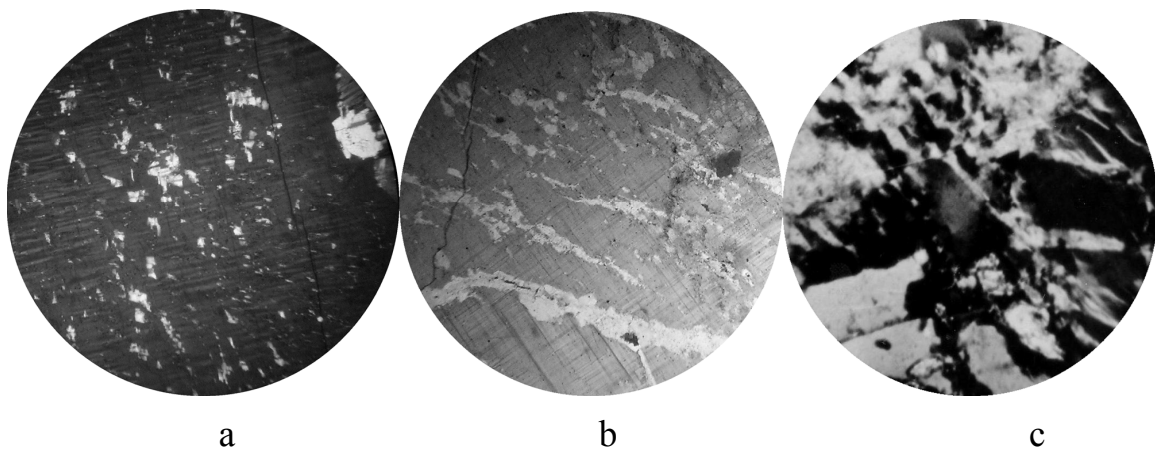


Fig. 2. Feldspar intergrowths in granitic rocks of the West Azov Region: a) plagioclase-isoperthite of recrystallization; b) metasomatic perthites of recrystallization of the 1st kind; c) metasomatic perthites of recrystallization of the 2-nd and 3-rd kind

Table 1

Dissection of granitoids according to shape of perthitic intergrowth in feldspars

Specialty of environment	Perthite intergrowths	Form of allocation effusion	Size (mm)	(%)
Al + TR	Metasomatic perthites of the 1st kind	Braid type perthites wedging out in one direction; lenticular-braid, wedging out in two directions;	0,025- 1,5	5 - 50
Al + Li	Metasomatic perthites of the 2nd kind	sinuous, branched, often repeating the form of cracks; fiery perthites		
	Metasomatic perthites of the 3rd kind			
Al	Metasomatic erthites of the 1-st kind	Braid type; lenticular-braid	0,025- 0,1	1 – 5
AL + Ti	Metasomatic perthites of the 1st kind	Braid type, lenticular-braid, branching, according to form of cracks;	0,025- 0,1	10–50
	Metasomatic perthites of the 2-nd kind	close to isometric or irregular	0,025 - 0,5	10
	Perthites of recrystallization	close to isometric, irregular	0,05 –0,2	10
	Perthites segregation-metasomatic	close to platy isometric, irregular	0,05- 0,2	1-5
	Antiperthites of recrystallization	discoid, lenticular, freckled and plate, irregular	0,025 –0,2	5
Ti	Cryptoperthite of disintegration	Needle type, discoid, columnar	0,01 – 0,02	20
	Segregation perthites	discoid, platy, lenticular irregular, tortuous,	0,02 –0 ,05	10
	Segregation-metasomatic perthites	plate type, repeating the form of poikilitic effusion;	0,025 –0,3	1 - 2
	Antiperthites recrystallization	Lamellar or columnar, spindle shaped isometric	0,01 – 0,5	25 – 30
	Metasomatic perthites of the 1st kind	Braid type, lenticular-braid type	0,025 – 0,3	1 – 5

At a certain stage the formation of antiperthites looks like the process of reduction of large intergrowths of microcline in plagioclase. In some cases, in a single flake of plagioclase both antiperthites and myrmekites are visible, alongside with randomly oriented flakes or grains of quartz. Sometimes platy antiperthites grow directly from cataclastic fine-grained main mass of rocks.

For granitoids with aluminum-titanium specialization, metasomatic perthites of the 1st and the 2-nd kind, perthites of recrystallization and, to a lesser extent, the segregation-metasomatic perthites and antiperthites of recrystallization of the 1st and the 2-nd kind are the most typical. Occasionally, porphyroblasts of microcline- and sodium-calcium feldspar of isoperthite which are typical structures of recrystallization. Metasomatic perthites of the 2nd kind (Fig. 2, c), as of the 1st kind, are widely developed and are formed by the replacement of microcline with albite along the cracks of a split, or from the periphery of the flake with a solid field, and further inside with wedging veins. Sometimes there are fiery perthites present. Perthites of recrystallization occur in pegmatites and granite gneiss. They are by nature of a simultaneously fading relics of plagioclase, enclosed in large flakes of microcline, branched out in the recrystallization process at the expense of smaller ones. Antiperthites of recrystallization, congruent with perthites of recrystallization, are typical relic structures of recrystallization, that is relicts of microcline in plagioclase.

For granitoids with aluminum medium, metasomatic perthites of the 1st kind are very insignificant, which are expressed in the appearance of individual intergrowths of albite, developed along the cracks of a split of K-feldspar.

Granitoids with aluminum-lithium and aluminum-rare-earth specialization are distinct in a wide development of metasomatic perthites of the 1st, 2nd and 3rd kind. They are characterized by effusion of albite along the cracks of the split, from the periphery of the flake with a continuous field into depth - in the form of wedging veins, as well as on the periphery of the adjacent flakes of K-feldspar. Formation of metasomatic perthites of the 3rd kind is connected with the destruction of the crystal trellis of microcline.

Under a special study of the intergrowth of feldspars in the pegmatites studied, except for perthites of disintegration and the segregation-metasomatic perthites of the 1st, 2nd and 3rd kind, there was a small number of syntactic perthites (Fig. 3a, b, c).

According to the researchers [5] variety of perthites of decomposition is connected with before-decomposing and decomposing dislocations, caused by growth and deformation tensions in crystals, and is also connected with the migration of dislocations, which designates the spatial arrangement of perthites. For magmatic rocks predominance of perthites of decomposition is typical, syntactic perthites, which used to be called eutectic are more developed in pegmatites.

Peculiarities of syntactic perthites are a wide variety of shapes and sizes of intergrowths, the presence of induction surfaces between the ingrowths and the ma-

trix, branching out of intergrowths, zonal and sectorial distribution in the matrix. Isometry, flatness or elongation of intergrowths is determined by the ratio of the growth rates of different faces of various simple forms of K-feldspar and plagioclase while crystallizing.

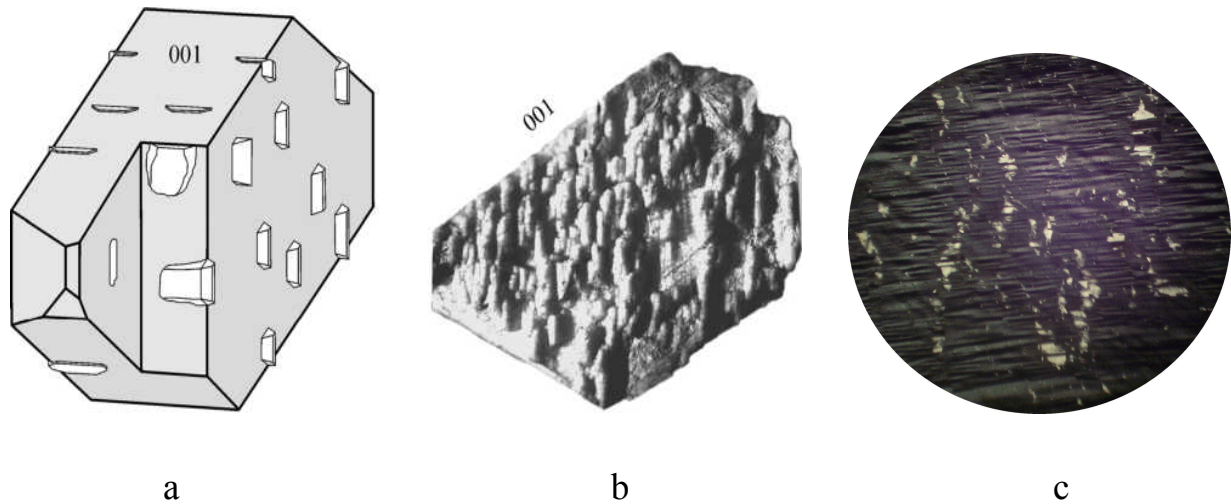


Fig. 3. Microcline with syntactic perthites of albite: a) the model; b) photo of the microcline face $\{010\}$ (2 cm) with protruding crystals of albite [4,5]; c) syntactic microperthites of albite in a microcline flake of graphic pegmatite

Thus, certain morphological and genetic types of two-feldspar and quartz-feldspar intergrowths identify recrystallization in rocks: primary recrystallization without gain-removal of alkali leads to the formation of granite gneisses and aplite-pegmatite granites, and the secondary one, with the additional gain of alkalis or without it - to the formation of microcline granites and graphic pegmatites.

References

1. Сливная Е.В. Расчленение гранитоидов зоны сочленения Среднеприднепровского и Приазовського блоков УЩ//Науковий вісник НГАУ, 2000. –№4. –С.44-46
2. Руденко С.А. Морфолого-генетическая классификация пертитовых страстаний//Зап. Всесоюз. Минерал. Общ.,1954. –LXXXIII. -№1. –С.23-36.
3. Завалицкий А.Н. Геологический и петрографический очерк Ильменского минералогического заповедника и его копей. М.: Глав. управл. по заповедникам, 1939. 318 с.
4. Попова В. И., Попов В. А., Поляков В. О., Щербакова Е. П. Пегматиты Ильменских гор. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1982.- 48 с.
5. Попов В. А, Попова В. И., Поляков В. О. Закономерные срастания минералов в пегматитах Ильменских гор/ЗРМО, 2006. – Ч.135. –вып. 5. –С.48-59.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Барановим П.М.
Надійшла до редакції 19.09.2014*

РОЛЬ ТЕКТОНО-МАГМАТИЧЕСКОГО ФАКТОРА В ФОРМИРОВАНИИ АЛМАЗОНОСНОЙ РАЙГОРОДСКОЙ ТОЛЩИ УКРАИНСКОГО ЩИТА

Приведены результаты теоретического обобщения и нового решения актуальной научной задачи обоснования роли тектоно-магматического фактора в формировании потенциально алмазоносных формаций райгородской толщи Украинского щита, решенная на основании комплекса методов исследований и предназначенная для прогнозирования месторождений алмазов в пределах Центрального алмазоперспективного района.

Наведено результати теоретичного узагальнення і нового вирішення актуальної наукової задачі обґрунтування ролі тектоно-магматичного чинника у формуванні потенційно алмазоносних формацій райгородської товщі Українського щита, яка вирішена на підставі комплексу методів досліджень і призначена для прогнозування родовищ алмазів в межах Центрального алмазоперспективного району.

Data are given about the theoretical generalizations and new solution of topical research task for substantiation the role of tectonic and magmatic factors in the formation of potentially diamondiferous formations of Raygorodskay strata in the Ukrainian shield. Task was solved on the basis of the complex of methods designed for the forecast of diamond deposits in the Central district prospective for diamonds.

Вступление. В связи с находками алмазов в отложениях фанерозойского чехла при проведении прогнозно-поисковых работ на коренные источники алмаза КП "Кировгеология" в Центральном алмазоперспективном районе Украинского щита (УЩ) было предложено направить исследования в сторону поиска россыпей, которые могут способствовать выявлению коренных источников. В результате бурения скважин по данным А.А. Калашник, в породах райгородской толщи обнаружены алмазы кимберлитового генезиса без «признаков древности» и их минералы-спутники. Породы райгородской толщи рассматриваются как петрологический индикатор проявления даек основного и ультраосновного состава и могут являться вмещающими для кимберлитовых вулканических аппаратов, которые формировались в мел-палеогеновое время (по аналогии с Якутской кимберлитовой провинцией). Учитывая дискуссионность возраста, состава и генезиса райгородской толщи потребовалось ее всестороннее изучение с привлечением нового материала.

Цель исследования. Бурение новых скважин (ГРЭ № 37 КП "Кировгеология") и отбор штуфных проб дали возможность получить дополнительный материал для изучения райгородской толщи с целью обоснования роли тектоно-магматических факторов в формировании потенциально алмазоносных формаций, что позволит эффективно проводить поиски месторождений алмазов в Центральном районе УЩ.

Изложение основного материала исследований. Породы райгородской толщи сохранились на западе и севере центрального района Ингульского мегаблока УЩ, в пределах площади листов М-36-XXVI (Смела) в бассейне р. Тясмин, а также на юге – в верхнем течении р. Ингул листы М-36-XXXII, XXXIII (Знаменка, Кировоград) (рис. 1).

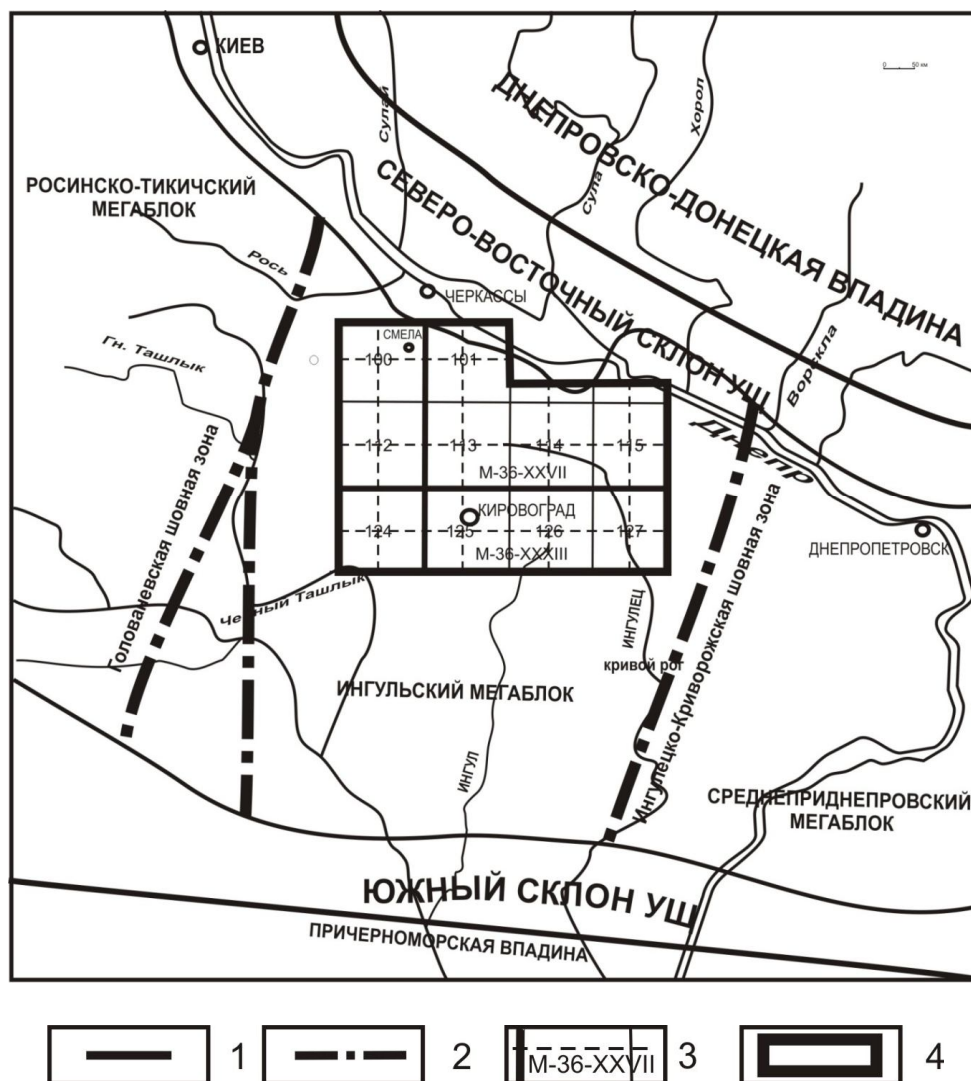


Рис. 1. Структурно-тектоническая схема центральной части Украинского щита: 1 – границы Украинского щита; 2 – границы мегаблоков УЩ, шовные зоны; 3 – границы и номера листов; 4 – участок исследования

Залегают породы райгородской толщи, в основном, в долинах рек и других понижениях рельефа кристаллического фундамента, заполняя Кировоградско-Новомиргородскую, Сазоновскую, Лебедино-Балаклеевскую, Тясминскую, Новомиргородско-Ротмистровскую, Высковскую, Чигиринскую палеодолины, а также Ротмистровскую, Зеленогайскую, Адамовскую, Оситняжскую котловины (рис. 2).

На большей части площади райгородские отложения располагаются непосредственно на поверхности пород кристаллического фундамента и их коре выветривания. В пределах Сазоновской, Лебедино-Балаклеевской, Тясминской, Новомиргородско-Ротмистровской палеодолин залегают на буримской свите нижнего и верхнего мела. В Ротмистровской впадине райгородские породы залегают на песч. меле туронского возраста, западнее нее – на смелянских слоях нижнего мела, на северо-востоке, на водоразделе между р. Тясмин и Кременчугским водохранилищем – на образованиях орельской свиты средней юры и на дэновской свите нижнего триаса.

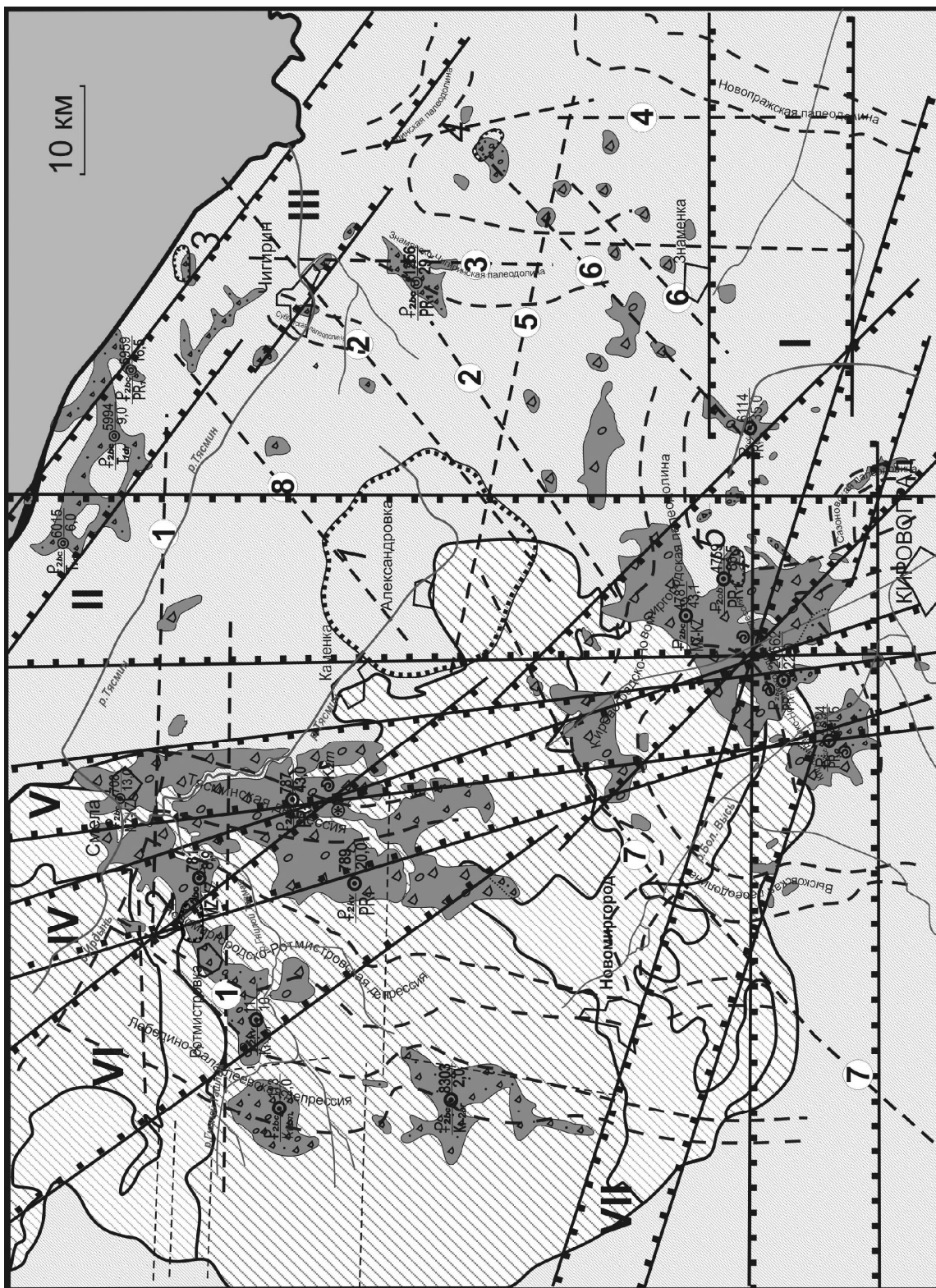


Рис. 2. Литолого-тектоническая схема района распространения райгородской толщи. Условные обозначения на след. стр.



Условные обозначения к рис. 2: 1 – вулканогенно-осадочные райгородские отложения, резургентный материал которых представлен глыбами и валунами (а), галечником и гравием (б); 2 – скважины (слева – покрывающие/подстилающие породы, справа – номер скважины/мощность); 3 – кировоградские граниты Новоукраинского массива; породы Корсунь-Новомиргородского комплекса: 4 – граниты рапакиви, 5 – габбро, габбро-анортозиты; 6 – находки в отложениях райгородской толщи фауны палеоцена (а), маастрихта (б); 7 – находки щелочных лампрофиров (минетт); 8 – предполагаемые границы: а – разломов первого порядка (I – Субботско-Мошоринский (270°), II – Кировоградский (0°), III – Тясминский (305°), IV – Северинский (332°), V – Восточный (347°), VI – Лелековский (315°), VII – Знаменовский (287°)); б – региональные разломы (1 – Тимошевско-Галещинский, 2 – Чигиринский, 3 – Знамянский, 4 – Ивановский, 5 – Цыбуливский, 6 – Марьевский, 7 – Глодосский, 8 – Косарско-Погореловский); 9 – взрывные структуры (1 – Болтышская, 2 – Ротмистровская, 3 – Адамовская, 4 – Зеленогайская, 5 – Оситняжская)

Трансгрессивно, со следами явного размыва, породы райгородской толщи перекрываются отложениями эоцена: песчано-углистыми образованиями бучакской серии, мергелями и мергелистыми песками киевской свиты, алевролитами и глауконит-кварцевыми песками обуховской свиты. В подошве бучакской серии часто залегает валунно-галечный слой, материал которого по составу отвечает обломкам кристаллических пород подстилающих породы райгородской толщи. В долинах рек породы толщи перекрываются песчано-суглинистыми отложениями четвертичного возраста.

В связи с установленными в результате полевых работ и изучения кернавого материала фациальными различиями райгородских образований по площади их распространения, район исследований условно разделен на две площади – Смелянскую (северная часть распространения райгородской толщи у сел Лебедевка, Лузановка, Яровое, Капейчана, Райгород Черкасской области) и Кировоградскую (южная часть распространения райгородской толщи у сел Грузское и Лесное Кировоградской области).

Роль тектонического и магматического факторов в формировании пород райгородской толщи ранее не была обоснована в связи со сложностью состава и строения толщи, а также с дискуссионностью источника отложений райгородской толщи которым считалась Болтышская структура (БС). Вывод о связи райгородской толщи с БС, вероятно, был сделан на основании пространственного расположения райгородских отложений, которые окаймляют эту структуру и полностью отсутствуют в самой котловине (рис. 2). БС рассматривается многими исследователями, как астроблема, а райгородские образования, как закратерные выбросы (аллогенные брекчии). Доказательством образования райгородской толщи в результате падения метеорита Е.П. Гуров и П.Ф. Гожик считают наличие в этих отложениях проявлений ударного метаморфизма: установлены конусы разрушения в об-

ломках горных пород, кристаллы кварца с планарными структурами и коэсит. Наиболее же достоверными признаками, которые являются ведущими на данный момент для космогенного генезиса, считается наличие в значительных количествах метеоритного вещества и присутствие импактных алмазов, которые в райгородских отложениях на данный момент не установлены или же эти данные не приведены в открытой печати.

Тектонически БС приурочена к зоне пересечения Чигиринского, Глодоского, Цыбулевского региональных разломов и Косарско-Погореловского второстепенного разлома с Кировоградской зоной разломов первого порядка (рис. 2). Она располагается в области сочленения Новоукраинского и Ингульского блоков второго ранга (восточный контакт Корсунь-Новомиргородского плутона).

В настоящее время накоплено достаточно материала для утверждения, что похожие структуры, а также слагающие их породы и минералы, образуются также при специфическом вулканизме, связанном с природными химическими газовыми взрывами. Вокруг БС установлен ряд концентрических структур различного ранга – Ротмистровская, Адамовская, Зеленогайская и Оситняжская, которые в [1] рассматриваются как маары (взрывные кратеры без лавовых потоков) тектонически ослабленных зон, а в эксплозивными структурами различных рангов. Широкое распространение эксплозивных структур (рис. 2), по мнению Г.М. Яценко, Ю.В. Гейко, Д.С. Гурского, Л.И. Лыкова и др., может быть свидетельством активизации магматических процессов на щите в фанерозое [2]. Их разнообразие зависит от многих причин, основными из них являются разломное и структурное строения коры, состав флюидизатов, глубина заложения и состав выполняющих их формаций.

Ингульский мегаблок по мнению Г.М. Яценко и др. является протоном – структурой раннепротерозойской стабилизации, которая в архее была подвижной зоной активизации, разделившей стабилизированные архоны, и которая активизировалась в фанерозое с широко проявленной эксплозивной деятельностью, и на данный момент считается сложно построенной моногенной плюмовой структурой, которая образовалась в раннем протерозое в пограничной зоне архейских консолидированных мегаблоков (Среднеприднепровского, Днестровско-Бугского и Росинско-Тикичского).

В соответствие с флюидной моделью формирования литосферы и земной коры из недр Земли на протяжении всего периода ее существования выносятся большое количество вещества в виде флюидов (газоподобные и газоподобно-жидкие фазы) на ее поверхность. Со временем интенсивность этих процессов угасала, площадной характер в архее сменялся линейно-площадным в протерозое и далее в фанерозое перешел в линейно-узловой (точечный). В результате переноса в земную кору из мантии флюидных и некогерентных элементов из мантии мощность астеносферы уменьшается и литосфера погружается, что приводит к увеличению флюидов и их давления в астеносфере. В таких термодинамических условиях, по мнению Ю.И. Федоришина могут зарождаться наиболее глубинные магматические расплавы, включая кимберлитовые и лампроитовые.

В задачи исследования определение генезиса Болтышской структуры не входило, поэтому автор склоняется к гипотезе эндогенного происхождения БС, которую впервые предложили А.Я. Радзивилл, А.П. Никольский, А.А. Гойжевский, В.И. Ваганов и др. В настоящее время этого же мнения придерживаются ученые, занимающиеся проблемой алмазности Украины, Г.М. Яценко, Д.С. Гурский, В.С. Металиди, В.Л. Приходько, Ю.И. Федоришин и многие другие [1, 2 и др.].

При проведении комплексных исследований райгородской толщи, в результате изучения керн скважин 4061, 4083, 4084, пробуренных у сел Грузское и Лесное (Кировоградская площадь), при участии автора в ее составе установлены вулканогенно-осадочные породы. Практически вся райгородская толща характеризуется обилием органических остатков, представленных ядрами, детритом и обломками морских бентосных беспозвоночных и редко углефицированными обломками флоры. Степень сохранности мезофауны различна – от неопределимых ядер и их фрагментов до представительных обломков моллюсков с хорошо сохранившейся скульптурой. В строении толщи выделены две пачки: нижняя – мощностью 11-16 м и верхняя – 42-54 м. По текстурно-структурным особенностям они относятся к литифицированным смешанным отложениям обработанной и необработанной тефры и резургентного материала (остроугольные и слабо окатанные, с зонами обжига и без них обломки, глыбы кристаллических и осадочных пород).

В результате проведенных петрографических исследований, по количественному соотношению вулканической и осадочной (от 75 до 20 %) составляющей выделены осадочно-пирокластические (нижняя пачка) и пирокласто-осадочные (верхняя пачка) отложения. По внутренним и внешним характеристикам, установленные породы в составе райгородской толщи относятся к генетической группе прибрежно-морских отложений.

По результатам палеонтологического и палеогеографического методов исследований сделан вывод о формировании райгородской толщи Кировоградской площади в палеоценовое время в прибрежных морских условиях при активном вулканизме взрывного характера. Вероятней всего смешение разновозрастного осадочного, вулканогенного и биогенного материала нередко происходивших в условиях суши и моря одновременно вследствие неоднократных регрессий палеобассейна, что привело к образованию и переслаиванию осадочно-пирокластических и пирокласто-осадочных фаций. Более значительные регрессии приводили к осушению палеозаливов на данной территории и местами обусловили разделение райгородской толщи на две пачки, что подтверждается также наличием прослоев вторичных каолинов, в кровлях верхней и нижней пачек райгородской толщи.

В пределах Смелянской площади исследований в результате изучения обнажений у сел Лебедевка, Лузановка, Яровое, Капейчана, Райгород Каменского района Черкасской области, в искусственном обнажении правого склона р. Сухой Ташлык, расположенного на окраине с. Лебедевка, найдены отличия от изученных разрезов райгородской толщи. В обнажении при участии автора

установлены брекчиевидные породы, представленные обломками кристаллических пород, сцементированные мелкозернистым розовато-серым с бурым оттенком материалом. Разрез осложнен жилоподобными образованиями. Разветвляющиеся жилы по внешним признакам проявляют сходство с подводными каналами флюидно-эксплозивных образований, которые заполнены светло-серым с голубоватым оттенком материалом и аналогичны выявленному в девонских отложениях Казаком А.П., Копыловым Н.Н. и Толмачёвым Е.В. в обнажении борта р. Рассольная на северном Урале [3].

В результате проведенных петрографических и рентгеноструктурных исследований установлено практически полное соответствие состава жильных пород флюидно-эксплозивным образованиям в детально изученных К.Э. Якобсоном и др. осадочных комплексах России, Белоруссии, Китая [3].

По минеральному составу изученные породы проявляют аналогию со слюдяными лампрофирами типа минетт и керсантитов. Главными породообразующими минералами являются биотит, встреченный в виде двух генераций, калиевые полевые шпаты, представленные микроклином и ортоклазом, а также агрегаты псевдолейцита. Присутствуют реликты амфибола, пироксена. Отмечается наличие апатита (свидетельство привноса летучих компонентов), лейкоксена, кварца и рудного минерала (по определениям М.В. Рузиной).

По полученным результатам полевых и лабораторных методов исследований можно сделать вывод о формировании пород райгородской толщи УЩ в позднем мелу – раннем палеоцене при активном вулканизме взрывного характера.

Район исследования в тектоническом плане, по данным Н.В. Маслун, М.М. Иванник, А.Я. Радзивил и др., относится к северному сектору Среднеприднепровской кольцевой тектоно-магматической структуры Ингульского мегаблока. На территории исследований Ю.В. Гейко, Д.С. Гурским, Л.И. Лыковым и др. установлены кольцевые структуры II ранга – Кировоградская (в южной части) и Корсунь-Новомиргородская (в северной части) [2]. Большинство выявленных кольцевых структур центрального района УЩ располагаются в узлах пересечения северо-восточных, северо-западных, субмеридиональных и субширотных разломов различного порядка (рис. 2).

Кроме того, в последние десять лет появились сообщения об открытии новых вулканических структур в пределах Ингульского мегаблока, и продолжаются дискуссии о генезисе структур уже известных, отнесенных к астроблемам. Так в 2006 г. П.М. Романюком, Є.С. Василенко, А.І. Корнієнко и М.А. Ніколаєнко было сделано сообщение об открытии в южной части Ингульского мегаблока УЩ новой эндогенной структуры – Каменецкого палеовулкана, возможно, позднемезозойско-раннепалеогенового возраста.

Неоднородность установленных на данный момент в районе исследований эндогенных структур, выражается в том, что одни из них являются расколами основания, которые протягиваются на большие глубины, по которым проникают мантийные флюидизаты (структуры более высокого порядка) и могут вмещать поля трубок и даек. Другие же – это конкретные более низкого порядка концентрические и линейные структуры выполнения (трещины, трубки, дайки и т.д.).

Вся тектоническая, магматическая и вулканическая деятельность, а также образование наложенных впадин с накоплением в них геологических формаций по мнению А.А. Гойжевского являются отражением глубинных процессов преобразования в мантии и земной коре, которые связаны с областями тектономагматической активизации. Эти области представлены консолидированными древними и молодыми платформами и их щитами, а также складчатыми поясами, прошедшими стадию геосинклинального развития, испытывавшими после длительного периода тектонического покоя интенсивные тектономагматические процессы в обстановке платформенного режима развития земной коры.

Магматическая активизация характерна для поздней стадии развития геосинклинально-складчатых зон, которая проявляется в бортовых частях геосинклинальных структур в определенные эпохи, которые соответствуют границам тектономагматических циклов в геосинклинально-складчатых зонах и совпадают с этапами магматизма на платформах. На территории юго-западной части Восточно-Европейской платформы (ВЕП) и смежных геосинклинальных систем по мнению А.А. Гойжевского, В.В. Науменко и В.И. Скаржинского проявилось восемь эпох тектономагматической активизации: ранне-среднепротерозойская, позднепротерозойская, рифейвендская, каледонская, герцинская, киммерийская, раннеальпийская. Соотношение орогенных зон и областей магматизма на платформах объясняется результатом влияния процессов в этих зонах на платформы. Зоны активизации представляют собой полосы шириной в несколько десятков километров и связаны с глубинными региональными разломами, преобладающее направление которых – меридиональное и широтное.

На территории Украины активизированными зонами являются Закарпатский прогиб и Днепровско-Донецкая впадина (ДДВ), а областями с проявлением процессов активизации – УЩ, Крым, Донбасс. Фиксируются зоны активизации разломными зонами первого порядка и выражаются блоковыми движениями, с созданием разломных структур – зон второго порядка. Многочисленные разломы УЩ являются зонами активизации второго порядка.

По мнению А.А. Гойжевского и др. на территории Украины широко развиты протяженные зоны тектономагматической активизации, включающие в себя группы разломов различного порядка. В частности им выделены: широтные – Северо-Украинская, Андрушевская, Винницкая, Южная, Конкская, Азовская; меридиональные – Корецкая, Усовская, Звиздаль-Залесская, Остерско-Первомайская, Смелянская, Александрийская, Запорожская, Азово-Павлоградская, Куйбышевская, Зачатьевская, Еланчинская и северо-западного направления – Подольская и Днепровская.

Специфика геологического развития территории исследований связана с ее геоструктурным положением в окраинной части щита вблизи зоны сочленения с ДДВ (рис. 1). В ДДВ выделяются три этапа тектономагматической активизации – раннегерцинский (средний – верхний девон), киммерийский (верхнеюрский) и ларамийский (верхний мел – нижний палеоген). Ларамийский этап выражается, в основном, в активизации разломных структур окраин ДДВ. Кроме того, А.Я. Радзивиллом и Ю.М. Довгалем установлено, что магматическая

деятельность в ДДВ проявляется дайковой фацией щелочных базальтов, а вулканогенная – проявлением вулканических пород в юго-восточной окраине ДДВ (Изюм, Балаклея, Лозовая, Кобеляки), где найдены проявления магматизма мел-палеогенового возраста – в балтских отложениях определены туфогенные песчаники и туфы среднего состава мощностью 16–120 м.

В пределах территории исследований выделяются две ортогональные зоны тектоно-магматической активизации – Смелянская и Винницкая. Смелянская зона в мезо-кайнозойском структурном плане совпадает с древним Кировоградским меридиональным разломом (рис. 2). Вблизи него на северо-восточном склоне щита резко изменяется простирание изогипс фундамента – с северо-западного на широтное. Он является границей распространения меловых отложений. Смелянская зона совпадает с направлением складчатости – с простиранием антиклинальных и синклиналиных структур первого порядка.

Винницкая зона тектономагматической активизации имеет широтное простирание и в пределах территории исследований располагается севернее Субботско-Мошоринского субширотного разлома (рис. 2). Разломы этой зоны четко не выражены на картах докембрийского фундамента и впервые выделены К.Ф. Тяпкиным в 1966 г. как Винницкий разлом. Винницкая зона является протяженной, и на западе разделяет западный и юго-западный склоны УЩ. На территории Корсунь-Новомиргородского плутона Ингульского мегаблока зона выражена широтной полосой основных пород. Ширина этой полосы изменяется и составляет 5–15 км (по А.А. Гойжевскому). В той полосе развиты породы дайкового комплекса – диабазовые порфириты и габбро-диабазы.

Указанные зоны являются не унаследованными, а образованными в условиях платформенного этапа формирования ВЕП. В частности Смелянская зона, совпадающая с нижнепротерозойской зоной разломов, возникла в коростенское время и испытала омоложение в збраньковское и толкачевское время.

Наиболее значительные изменения пород, магматизм и тектонические движения происходили в местах пересечения зон активизации между собой или их пересечении с глубинными разломами. Такими наиболее активными зонами на территории исследований являются области пересечения Смелянской и Винницкой зон тектономагматической активизации с разломами различного порядка. Установлена приуроченность Болтышской структуры к области пересечения Смелянской и Винницкой зон, к Смелянской зоне пересечения с региональным Тимошевско-Галещинским разломом – Ротмистровская структура, Смелянской зоны с Субботско-Мошоринским разломом – Оситняжская структура. Более мелкие эксплозивные структуры также пространственно приурочены к зонам тектономагматической активизации (рис. 2).

Вероятно, в мезозое и кайнозое в этих зонах происходили интенсивные тектоно-магматические процессы, особенно в конце мела – начале палеоцена, сопровождающиеся излиянием лав. Образование БС и других эксплозивных структур более низкого порядка по их времени заложения можно отнести к раннеальпийской эпохе тектонической активизации УЩ, которая в позднем мелу и палеоцене сопровождалась эксплозивной деятельностью. Подтверждением этому могут яв-

ляться установленные А.А. Гойжевским эффузивные образования Болтышской и Ротмистровской впадин.

В составе райгородской толщи, в скв. 4067, которая была пробурена у с. Грузское, Ю. Федоришиным и Н. Триской [4] установлены ксенотуфобрекчии кимберлитов (лампроитов) с лапилли, пизолитами и автолитами, что позволило авторам сделать вывод о развитии вулканизма в мезо-кайнозойское время.

В результате проведенных исследований были сформулированы структурно-тектонические и магматические критерии алмазоносности райгородской толщи. Наиболее общим региональным критерием, определяющим возможность обнаружения алмазоносных кимберлитов, является приуроченность данных образований к платформам с древним докембрийским фундаментом. В пределах платформ проявления кимберлитового магматизма приурочены к зонам глубинных разломов и узлам их пересечения. Локальным критерием является наличие оперяющих разломов. По данным А.А. Калашник [5] в пределах Ингульского мегаблока установлена приуроченность кимберлитовых тел Ингульского мегаблока к разломам северо-западного, северо-восточного и субширотного простирания и узлам их пересечения. В пределах Кировоградского глобального узла пересечений разломов первого порядка простираний 0° , 270° , 332° , 347° , 305° , 315° и Зеленогайского (35°) установлены проявления эндогенного щелочно-ультраосновного магматизма, что явилось основанием для первоочередных детальных исследований на предмет потенциальной алмазоносности территории.

Флюидно-эксплозивные образования, выявленные, в северо-западной части центрального района Ингульского мегаблока, а также кимберлиты Лелековского и Щорсовского участков пространственно приурочены к зоне Лелековского глубинного разлома северо-западного простирания (315°), перспективной в отношении алмазоносности по данным [2].

Магматические критерии обусловлены проявлениями в пределах потенциально алмазоносной территории процессов щелочно-ультраосновного магматизма. По результатам исследований КП «Кировгеология», в Кировоградском алмазоносном районе установлены признаки многостадийного щелочно-ультраосновного магматизма в виде дайковой фации (Кировоградский узел) и в виде ксенотуфобрекчий с лампроитовыми включениями в пределах Зеленогайской структуры.

Таким образом, тектоническая активность в ДДВ в раннеальпийскую эпоху повлекла за собой проявление процессов тектоно-магматической активизации на щите, что проявилось в эксплозивной деятельности структур различного ранга. В результате этих процессов в позднем мелу – раннем палеоцене образовались вулканогенно-осадочные и возможно флюидно-эксплозивные породы райгородской толщи УЩ, а также кимберлитовые коренные источники алмазов, представленные слабоэродированными трубками взрыва, которые локализованы в Кировоградском глобальном узле пересечения разломов, приуроченной к минерагенической долгоживущей субширотной Субботско-Мошоринской зоне.

Список литературы

1. Калашник А.А. Перспективы алмазоносности Кировоградского геоблока / А.А. Калашник // Наук. вісн. НГУ. – 2003. – №6. – С. 55-60.
2. Перспективы коренной алмазоносности Украины / [Ю.В. Гейко, Д.С. Гурский, Л.И. Лыков и др.] – Л.: Центр Европы, 2006. – 224 с.
3. Казак А.П., Копылова Н.Н., Толмачёва Е.В. и др. Флюидно-эксплозивные образования в осадочных комплексах – СПб.: [Б.и.], 2008. – 38 с.
4. Федоришин Ю.І. Петрографічні особливості кімберлітового (лампроїтового) вулканізму мезо-кайнозойського віку в межах центральної частини Інгульського мегаблоку (Український щит)/ Ю. Федоришин, Н. Тріска// Мінерал. зб. – 2008. – № 58, Вип. 1–2. – С. 73–79.
5. Калашник А.А. Особенности локального прогноза и поиска алмазоносноперспективных структур в пределах Кировоградского блока УЩ / Калашник А.А., Макивчук О.Ф. // Тез. докл. Международной научно-практической конференции. Судак-Симферополь. – 2008. – С. 41-46.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Барановим П.М.
Надійшла до редакції 15.09.2014*

УДК: 550.8:553.81(673.17)

© Н.Г. Вавриш, А.Б. Москаленко

КИМБЕРЛИТЫ РАЙОНА МУССЕНДЕ (АНГОЛА), ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГЕОМОРФОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ИЗУЧАЕМОГО РАЙОНА

В статье приводятся данные исследования геологического строения кимберлитов района Муссенде в северо-западной части Республики Ангола. Выявлена закономерность распространения изучаемых кимберлитовых трубок по отношению к дизъюнктивным нарушениям рассматриваемого района.

У статті наводяться дані дослідження геологічної будови кімберлітів району Муссенде в північно-західній частині Республіки Ангола. Виявлено закономірність поширення досліджуваних кімберлітових трубок по відношенню до диз'юнктивних порушень розглянутого району.

The article presents research data of the geological structure of kimberlites of the Mussende district in the north-western part of Angola. The regularities of kimberlite pipes distribution studied with respect to disjunctive violations of this region.

Введение. Ангола занимает четвертое место в мире по добыче алмазов. Основным промышленным [3] типом служат россыпные месторождения.

Кимберлитовые тела на территории Анголы открыты сравнительно недавно. Первая трубка была обнаружена на северо-востоке страны в бассейне реки Чикапа в 1952г., а на сегодня в стране насчитывается более 670 проявлений кимберлитов. В течение длительного времени основным объектом добычи

алмазов в Анголе были россыпные месторождения, но в последние годы в разработку привлекаются и кимберлитовые трубки. Сейчас крупнейшим алмазодобывающим предприятием Анголы является «Катока», которое находится в провинции Лунда–Сул.

В настоящее время достаточно хорошо изучен район в пределах южной части Ангольского щита. В северной части было несколько полевых находок обломков кимберлитов, и в последнее время были обнаружены несколько кимберлитовых трубок.

Территория изучаемого района, расположена в провинции Кванза–Сул, в бассейне р. Кванза, р. Гангу и её притоков: р. Моирингэ и р. Муссе непосредственно к югу от города Маланжэ. Река Кванза протекает в субширотном направлении вдоль северной границы района и пересекает площадь планируемых работ с востока на запад [1]. Река Гангу протекает в субмеридиональном направлении и пересекает территорию от южной границы к северной вблизи впадения в р.Кванза. Долины рек врезанные с крутыми бортами, широкими плоскими днищами, иногда заболоченные. Поперечный профиль долин U-образный. Водоразделы широкие, плоские. Профиль долин мелких водотоков, особенно в южной, наиболее приподнятой части изучаемой площади, большей частью V-образный с крутыми склонами и относительно узкими гривами водоразделов. Реки активно меандрируют в пределах всей территории. Ширина русла реки Кванза колеблется от 40–50 м до 200–280 м, при глубине 3–4 м. На отдельных участках, где русло реки изобилует островами и протоками, ширина её может достигать 1км. При этом обилие каменистых перекатов в сочетании с высокой скоростью течения (1.5–2.0 м/сек) делает реку непригодной для прохождения крупных судов. Ширина реки Гангу не превышает 20–30 м. Река порожистая, бурная. Глубина достигает 1–1,5 м. Использование лодок в качестве транспортных средств допустимо не повсеместно. Подавляющее большинство более мелких рек на площади работ представлено временными водотоками, функционирующими в период дождей и пересыхающими в сухой сезон. Исключение составляют наиболее крупные притоки реки Гангу, такие как реки Муилиже, Луссу, Муссе, русла которых функционируют круглый год.

Растительный покров примерно на 70 % площади представлен лесом. Лес преимущественной высоты 8–10 м при толщине стволов 20–25 см и средней густоты, развит практически повсеместно. Исключение составляют долины рек и ручьёв, в которых пустоши, занятые травянистыми и кустарниковыми формами, составляют до 50 % территории. К ним, как правило, приурочены сельскохозяйственные плантации травянистых и кустарниковых растений.

Дороги на большей части территории района отсутствуют. Вместе с тем, территория рассечена грунтовыми дорогами с юго-запада на северо-восток и с юго-востока на северо-запад. Дороги пересекаются в сельскохозяйственном поселении Хаку в центральной части территории. В юго-восточном направлении от поселения Хаку до города Муссенде дорога грунтовая, но с покрытием и мостами через действующие ручьи и реки. В крайней северной части района и к западу от реки Гангу дороги отсутствуют. Отсутствие дорог на большей части территории,

слабая обнажённость площади, залесённость в сочетании со сложным рельефом и обилием водотоков являются серьёзными факторами, осложняющими проведение поисковых работ, особенно в период дождей [2].

Населённые пункты весьма многочисленные, располагаются преимущественно вдоль действующих дорог. Это деревни и отдельные виллы, население которых занимается преимущественно сельским хозяйством и обслуживает прилегающие сельскохозяйственные плантации. В населённых пунктах проживает от первых десятков до сотен жителей.

Формулирование целей и задач исследования. Поиск коренных месторождений алмазов интересен как с научной точки зрения, так и с практической, поскольку необходимо, во-первых, определить источник алмазов, во-вторых, обеспечить страну потенциальными месторождениями.

Изложение основного материала исследований. В геолого-структурном отношении изучаемый район расположен в северной части Ангольского щита (рис. 1).

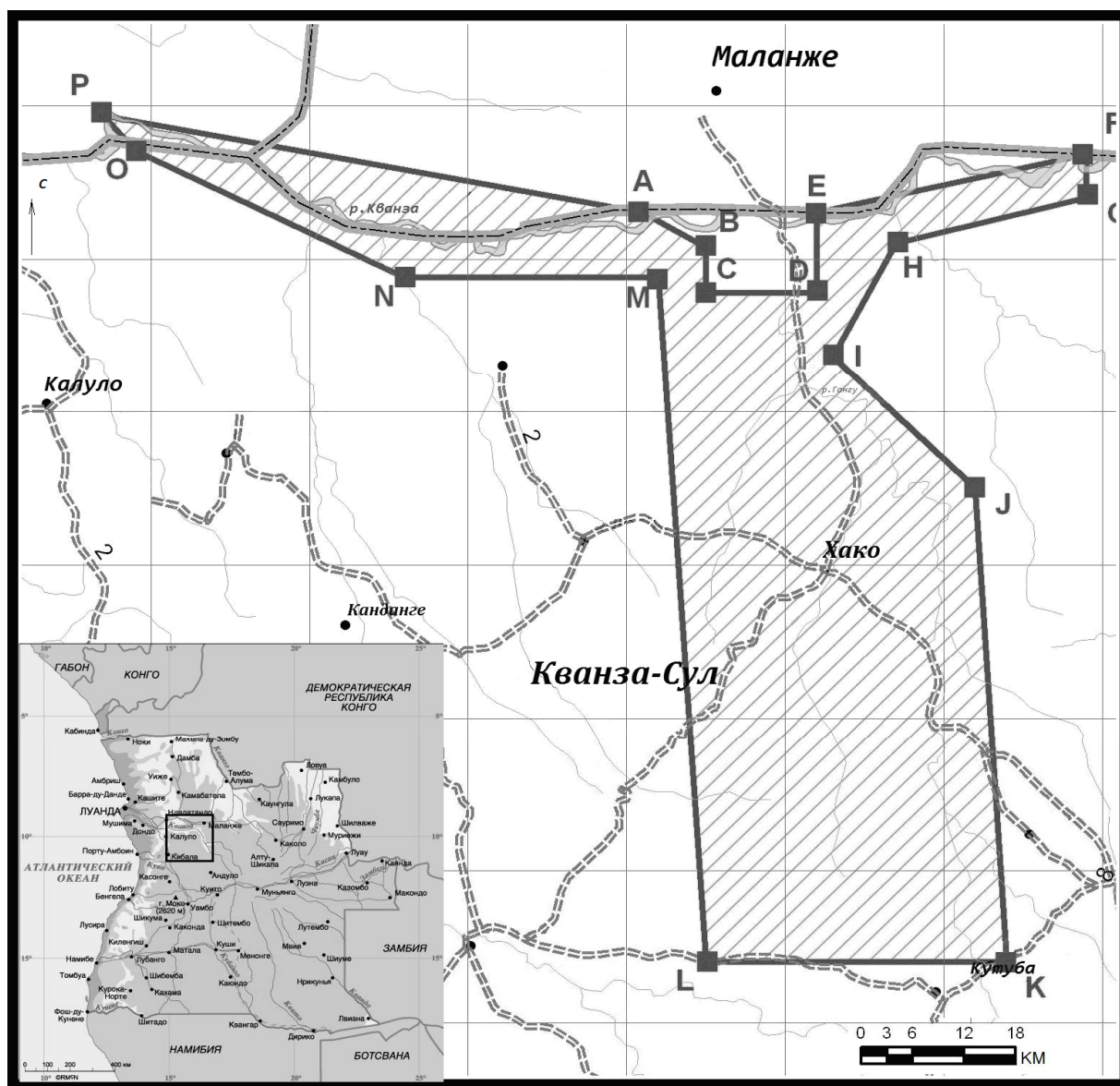


Рис. 1. Обзорная карта изучаемого района

Геологические образования района представлены докембрийскими кристаллическими комплексами фундамента и интрузиями гранитов позднеархейского возраста [4].

Кристаллические породы фундамента представлены в разной степени метаморфизованными нижнеархейскими и верхнепротерозойскими образованиями [5]. Архейские образования расположены в центральной части исследуемой территории. Наиболее древние кристаллические образования представлены серией нижнего архея: гиперстенсодержащими гранулитами и кристаллосланцами, гнейсами основного состава, эклогитами, амфиболитами, кварцитами. В северной части широко распространены ультраметаморфические образования (мигматиты диоритового, гранодиоритового состава, реже биотитовые граниты), ассоциирующие с супракрустальными толщами. Мигматиты наблюдаются в виде линзовидных тел мощностью до 100 м.

Верхняя серия нижнего архея занимает основную часть территории. Супракрустальные образования серии в районе исследований метаморфизованы в гранулитовой и амфиболитовой фациях. Они представлены преимущественно биотитовыми, биотит роговообманковыми, гранат–биотитовыми плагиогнейсами и гнейсами; в подчиненном количестве встречаются биотитовые, двуслюдяные и амфиболовые сланцы, амфиболиты, лептиты и кварциты. В наиболее детально изученных разрезах верхней серии (долина р. Луинга и площади, примыкающие к горсту Кванза) в ее основании залегают гранат–биотитовые, роговообманково–биотитовые плагиогнейсы и гнейсы, содержащие прослой слюдистых кварцитов, лептитов и амфиболитов. Выше они сменяются переслаиванием биотит–амфиболовых и гранат–биотитовых плагиогнейсов с амфиболовыми и слюдяными сланцами, мусковитовыми кварцитами.

В последующие циклы развития архейские образования были регрессивно метаморфизованы, изменены процессами регионального калиевого и, частично, натриевого метасоматоза [6].

Позднепротерозойские отложения серии Шишту–Грезозу венд–рифейского возраста несогласно залегают на нижнеархейских кристаллических породах в долине р. Кванза, в северо–восточной части района. В нижней части серии отмечены серые полимиктовые конгломераты с разнообразной галькой (кварцитов, основных пород, гранитов, кварца и др. пород). Верхняя часть представлена красноватыми аркозовыми песчаниками с прослоями пестрых аргиллитов и алевролитов с трещинами усыхания [3].

Аллювиально–пролювиальные четвертичные отложения широко распространены в бассейне реки Кванза, и в меньшей степени в ее притоках. Они слагают склоны долин водотоков, а в юго–западной части территории исследования – выровненные водораздельные пространства. Аллювиально–пролювиальные отложения состоят из галечников, песков и глин. Известны разновидности песков от кварцевых до глинистых. Мощность отложений составляет первые десятки метров [5].

Магматические образования в районе представлены несколькими возрастными группами: докембрийскими интрузиями и раннемеловыми кимберлитами [4, 5].

Наиболее древние, раннеархейские интрузии габбро–норитового комплекса обнажаются в центральной и юго–восточной части территории исследований. Они залегают среди супракрустальных толщ нижней серии нижнего архея и представлены тремя массивами изометричной и сложной формы. Наиболее детально изучен один из них, сложенный амфиболитами, ортогнейсами по габбро, которые рассматриваются как измененные в результате метаморфизма интрузивные породы габбро–норитового комплекса.

Позднеархейские интрузии гранитоидов занимают значительную часть площади и преимущественно развиты на юго-западе. Они залегают в ультраметаморфических образованиях нижнего архея. Интрузивные массивы в плане имеют сложную форму. Их размеры достигают 15 км по длинной оси. Результаты многочисленных определений изотопного возраста гранитоидов аргоновым и стронциевым методами укладываются в интервал от 1847 ± 62 до 2243 ± 94 млн. лет, что соответствует раннепротерозойскому времени. Вероятно, это обусловлено тем, что данные гранитоиды в раннем протерозое были подвержены процессам калиевого метасоматоза. Есть мнение, что при последующих исследованиях в районах их развития могут быть выявлены также и раннепротерозойские интрузии гранитов. По данным предыдущих исследований гранитоиды имеют активные контакты с суперкрустальными образованиями нижнего архея.

Раннепротерозойские интрузивные образования распространены в центральной и юго-западных частях площади исследования. Они представлены группой малых интрузий (до 5 км) изометричной и вытянутой формы, сложенных порфиоровыми и биотитовыми гранитами [3].

В тектоническом отношении площадь района, представляет собой фрагмент тектонической структуры, известной под названием «битая тарелка»: в её пределах закартирована сеть разнонаправленных разрывных нарушений разной протяжённости и разного ранга, самые протяжённые из которых простираются в северо-западном направлении.

Преобладающими тектоническими нарушениями в пределах исследуемой площади являются разломы северо–западного простирания. Здесь они представлены [2] крутопадающими сбросами, сбросо–сдвигами – тектоническими контактами архейских метаморфических образований с протерозойскими и юрско–меловыми осадочными отложениями. Главные разломы ориентируются в субширотном направлении. Азимут простирания 290° .

В центральной и юго–западной части района работы разломы северо–западного направления контролируют развитие раннепротерозойских магматических пород от кислого до среднего составов: I тип сдвига ориентируется под углом $15–20^\circ$ к главному разлому с вращением против часовой стрелки, азимут простирания – 270° . II тип сдвига ориентируется под углом $35–40^\circ$ к главному разлому. Азимут простирания 310° , они накладываются на более ранние трещины, с

ними же приблизительно совпадают направления надвигов. III тип сдвига ориентируется под углом 60–75° к главному разлому. Трещины растяжения на геологической карте не отражаются, но легко читаются при полевом изучении. Эти зоны также закономерно ориентируются под углом приблизительно 45° к простиранию главных разломов и имеют достаточно хорошо выраженную периодичность, по всей видимости, совпадающей с шириной сдвиговой зоны. Тектонические нарушения выявлялись в ходе полевых исследований по зонам милонитизированных пород, смещениям геологических границ, наблюдением над ориентировкой кливажа. Кинематика разломов определялась замерами ориентировки борозд скольжения по трещинам различной направленности. Закономерная ориентировка разломов свидетельствует о структурном парагенезисе зоны левого сдвига субширотного простирания. Возраст структурных парагенезисов соответствует времени внедрения кимберлитов и принимается как раннемеловой [5].

Несмотря на слабую геологическую изученность площади района, в настоящее время имеются достаточно убедительные общегеологические предпосылки и прямые признаки алмазоносности, подтверждающие возможность наличия в пределах проектной площади коренных и россыпных месторождений алмазов.

Выводы. На площади района в ходе поисковых работ установлены прямые признаки алмазоносности в виде находок алмазов в аллювии реки Кванза и мелких водотоков в южной части площади Гангу, что может свидетельствовать о наличии на рассматриваемой площади как алмазоносных кимберлитовых трубок, так и россыпных месторождений алмазов.

Список литературы

1. Вунда Т.М. Кимберлиты трубки Лорелей района Муссенде (Ангола) / Т.М. Вунда, П. Н. Баранов // Международная научно-практическая конференция «Коренные и россыпные месторождения алмазов и важнейших металлов». – Симферополь. – 2008. – С. 9 – 11.
2. Вунда Т.М. Кимберлиты провинции «Кванза-Сул», Район Муссенде (Ангола, Африка) / Т. М. Вунда // Наукові праці Донецького національного технічного університету – 2006. Том 1. – С. 179 – 182.
3. Доуссон Дж. Кимберлиты и ксенолиты в них / Дж. Доуссон. – М., 1983. – 300 с.
4. Кимберлиты Юго-Западной Анголы / [Романько Е.Ф., Подвысоцкий В.Т., Егоров К.Н., Дьяконов Д.Б.]. – М.: Геоинформарк, 2005. – 118 с.
5. Коэн Л. Геология Бельгийского Конго / Л. Коэн. – Л.: Изд-во иностр. лит., 1985. 372 с.
6. Москаленко А.Б., Вавриш Н.Г. Особенности геологического строения нового алмазоносного региона Анголы / А.Б. Москаленко, Н.Г. Вавриш // Матеріали міжнародної конференції 21-23 жовтня 2010 р. «Форум гірників -2010» С.96-99

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 27.04.2014*

ОСОБЛИВОСТІ ТРАНСПОРТНОГО ОБЛАДНАННЯ ТА ЙОГО ВПЛИВ НА ПАРАМЕТРИ ПІДГОТОВКИ ЗАПАСІВ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ

Наведені особливості застосування транспортного обладнання в умовах вуглевидобувних підприємств України, зокрема для вугільних шахт Західного Донбасу. Виявлені значні недоліки діючих схем підготовки запасів до очисного виймання. Розглянуто перспективи удосконалення транспортно-технологічних схем підготовки запасів із застосуванням альтернативних видів допоміжного транспорту.

Представлены особенности применения транспортного оборудования в условиях угледобывающих предприятий Украины, в частности для угольных шахт Западного Донбасса. Выявлены существенные недостатки действующих схем подготовки запасов к очистной выемке. Рассмотрены перспективы совершенствования транспортно-технологических схем подготовки запасов с применением альтернативных видов вспомогательного транспорта.

Peculiarities of transport facilities application in terms of coal-mining enterprises in Ukraine are represented. Among other things it concerns coal mines in Western Donbas. Important problems of available plans as for reserves preparation for stoping operations are shown. Aspects to improve transport and technologic plans of reserve preparation using alternative types of auxiliary transport are considered.

Враховуючи тенденцію, що направлена на забезпечення України власними енергоносіями, необхідно довести загальний видобуток вугілля у 2030 році до 120 млн. т. Ця обставина підтверджує важливість будівництва нових та реконструкцію діючих вугільних шахт. Однією з основних складових цього технологічного перетворення є підвищення темпів проведення дільничних підготовчих виробок для своєчасної підготовки фронту очисних робіт [1, 2].

В умовах шахт Західного Донбасу, де переважно ведеться відпрацювання тонких пластів по падінню, виникає ряд гірничо-геологічних і гірничотехнічних обмежень, що характерні саме для цього регіону.

До перших слід віднести: малу потужність і складну гіпсометрію пластів, їх значне обводнення, активне здимання порід підшоши виробок та ін. До других відносяться: обмеження, пов'язані із спорудженням дільничних похилих виробок, низька пропускна спроможність виробок і недосконалість транспортно-технологічних схем, що базуються на застосуванні надґрунтових рейкових видів транспорту [3]. З урахуванням цих обмежень і рекомендацій галузевих проектних організацій [4] на шахтах Західного Донбасу традиційно відробляють запаси вугілля одинарними очисними вибоями з повторним використанням транспортних виробок.

Необхідно зазначити, що прийнятий у регіоні порядок відробки запасів вугілля обумовлений також низькими темпами підготовки нових стовпів до очисного виймання.

Згідно діючих норм проектування вугільних шахт темпи проведення підготовчих виробок для своєчасного забезпечення фронту очисних робіт повинні перевищувати на 25 % швидкість посування очисних вибоїв [3].

Проведений на шахтах регіону аналіз виробничої діяльності дозволив виділити істотні недоліки діючих схем підготовки і необхідність періодичного виконання робіт по підриванню порід, баластуванню надґрунтових рейкових шляхів та підтримці проектних перерізів виробок, що повторно експлуатуються, не зважаючи на здимання порід підшви.

З впровадженням енергоємних механізованих очисних комплексів нового покоління до вказаних обмежень додалися проблеми, які пов'язані з збільшенням параметрів і темпів підготовки нових виймальних стовпів.

Довжина виймальних стовпів в сучасних умовах ведення гірничих робіт досягає 2500–3000 м, а довжина очисних вибоїв сягає 360 м, що істотно збільшує транспортні витрати під час підготовки і відпрацюванні запасів, а також виконанні монтажних-демонтажних робіт [5, 6].

Традиційні схеми монтажних-демонтажних робіт [7] передбачають транспортування секцій механізованого кріплення з відпрацьованого стовпа в нову монтажну камеру після розбору їх на транспортабельні вузли. У сучасних умовах світовий досвід показує, цей спосіб малоефективним і секції повинні переміщуватись без попередньої розбори.

У той же час шахтними дослідженнями відмічена висока трудомісткість доставки великогабаритних і металоємних вантажних одиниць традиційними надґрунтовими рейковими видами транспорту по деформованих виробках зі знакозмінним профілем шляху рейкової колії (рис. 1).



Рис. 1. Знакозмінний профіль рейкової колії – квершлаг пл. С₄, шахта «Павлоградська» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

При впровадженні високопродуктивних механізованих комплексів нового покоління слід також звернути увагу на збільшення трудовитрат при веденні монтажних-демонтажних робіт, пов'язаних зі збільшеною масою (12 – 15 тон) і

габаритними розмірами секцій механізованого кріплення підвищеної несучої здатності. Шахтними дослідженнями встановлено, що при транспортуванні таких секцій в зібраному стані виникають додаткові труднощі вписування збільшених вантажних одиниць у сполучення магістральних і дільничних виробок, а також останніх з монтажними камерами та ін. [7].

Попереднє розбирання секцій механізованого кріплення нового покоління, з метою зручності виконання монтажно-демонтажних робіт, істотно збільшує об'єм навантажувально-розвантажувальних робіт і загальні витрати часу на підготовку стовпів до очисного виймання. Слід також зазначити, що при проведенні (експлуатації) підготовчих дільничних виробок і подальшому веденні монтажно-демонтажних робіт однією з основних складових є підтримка площі поперечного перерізу транспортних виробок. Саме це безпосередньо впливає на схеми і темпи ведення монтажно-демонтажних робіт без попереднього розбирання механізованого кріплення [8].

В процесі шахтних досліджень було встановлено, що при традиційних схемах і існуючому рівні розвитку механізації комбайнового способу проведення виробок виникають незаплановані простої, пов'язані з виконанням трудомістких ручних операцій. За результатами хронометражних спостережень встановлено, що до 25 % робочого часу прохідницького циклу пов'язано з непродуктивною роботою традиційного транспортного обладнання (табл. 1).

Таблиця 1

Результати хронометражних спостережень роботи локомотивного транспорту в умовах шахти «Західно-Донбаська» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Транспортні операції	Відсотки, %	Час, год.	Робота локомотивного транспорту, год. (%)
Посадка людей	9,87	3,15	Продуктивна робота 24,65 год. (77,24 %)
Висадка людей	1,51	0,48	
Транспортування ВЛ-18	6,37	2,03	
Очікування висадки людей	0,16	0,05	
Супроводження ВЛ-18	3,45	1,10	
Транспортування порожняку	9,35	2,98	
Транспортування вантажу	8,72	2,78	
Транспортування матеріалів	8,15	2,60	
Маневрування	29,66	9,47	
Рух (резервом)	8,88	2,83	Не продуктивна робота 7,26 год. (22,76 %)
Очікування вантажу	3,13	1,00	
Очікування потягу	3,81	1,22	
Очікування порожняку	3,34	1,07	
Аварія	2,66	0,85	
Узгодження роботи	0,94	0,30	

Наприклад, при локомотивному транспортуванні вантажів по виробці незаплановані простої складають: ліквідація аварійних ситуацій в системі рейкового транспорту (3,52 %), очікування порожняка (3,38 %), рух складів з використанням резервного електровоза (8,88 %). Останнє пов'язане з неефективною роботою системи внутрішньо шахтного транспорту, що використовує парк акумуляторних електровозів в протяжних виробках, викривлених в профілі і плані.

До головних організаційних чинників порушення графіків руху потягів слід віднести: недостатню кількість електровозів і рухомого складу, відсутність резерву акумуляторних батарей і низьку їх енергоємність, незадовільний стан рейкового шляху пов'язаний з активним здиманням порід підшоши і значною кількістю води в підготовчих виробках.

З цих причин при підготовці і відпрацюванні запасів біля кордонів шахтних полів, коли плече відкатки вантажів сягає 5,0–6,0 км, електровоз, спрямований з гаража горизонту для обслуговування підготовчого вибою, до кінця робочої зміни не в змозі виконувати роботи з переміщення вантажів і потребує участі резервного електровоза.

Детальний аналіз роботи традиційних для шахт Західного Донбасу технологічних схем комбайнового проведення виробок дозволив виявити, що в умовах інтенсифікації гірничих робіт найбільша кількість непродуктивних трудовитрат, стримуючих своєчасну підготовку запасів вугілля до очисного виймання, припадає на частку процесів, пов'язаних із забезпеченням пропускної спроможності транспортних виробок і ліквідацією наслідків здимання порід підшоши.

Таким чином, можна констатувати, що діючі технологічні схеми транспорту і обладнання не адаптовані до інтенсивних способів підготовки запасів, викликаних зміною поколінь очисного і прохідницького устаткування, і вимагають кардинальної зміни.

При застосуванні традиційних засобів надгрунтового рейкового транспорту активне здимання порід підшоши і збільшений приплив води в дільничних виробках істотно знижують їх пропускну спроможність. Це вимагає прогнозування і планування додаткових витрат, пов'язаних з підриванням підшоши підготовчих виробок і виконанням робіт по поточному баластуванню надгрунтових рейкових шляхів.

Окрім вказаних проблем слід зазначити тенденцію, характерну для підземного видобутку вугілля, пов'язану з неухильним зростанням середньої глибини ведення гірничих робіт. Аналіз статистичних даних свідчить, що кожні 10...15 років середня глибина ведення гірничих робіт збільшується на 9...13 метрів. При цьому відзначається підвищення міцності гірських порід, їх газоносності і температури [9].

Гірничо-геологічні умови, що постійно погіршуються, і дуже низький рівень експлуатаційної надійності морально застарілого транспортного устаткування є головною причиною різкого скорочення об'ємів проведення підготовчих виробок на вуглевидобувних підприємствах України. Це істотно впливає на швидкість підготовки запасів до виймання, що у свою чергу призводить до скорочення середньодіючої лінії очисних вибоїв і, як наслідок, об'ємів видобутку вугілля.

Для виходу з цієї ситуації необхідно збільшити темпи проведення дільничних підготовчих виробок шляхом синтезу потенційних можливостей прохідницького і транспортного устаткування нового покоління. Обов'язковою умовою при цьому є поліпшення основних техніко-економічних показників підготовки стовпів до очисного виймання, що базуються на застосуванні науково-обґрунтованих технологічних схем комбайнового проведення підготовчих виробок з використанням високоадаптивних підвісних монорейкових доріг з дизельним приводом.

Оцінка планів розвитку галузі і техніко-економічних характеристик перспективного прохідницького устаткування показала, що на найближчі 10–15 років основним напрямом вдосконалення схем комбайнового проведення підготовчих гірничих виробок по породах міцністю $f = 4 \dots 8$, буде створення і впровадження прохідницьких комбайнів нового технічного рівня на базі діючих КСП–32, П–110 та інших. При цьому абсолютно не враховується роль транспорту і пов'язаних з цим трудовитрат в технологічному процесі підготовки запасів в складних гірничо-геологічних умовах залягання тонких вугільних пластів.

Аналізом статистичних даних встановлено, що у цих умовах шахт України, зокрема для Західного Донбасу, сумарна трудомісткість робіт з ремонту і перекріпленню підготовчих виробок нині складає близько 80 % від загальних трудовитрат на проведення виробок. Треба також відзначити, що на шахтах Донбасу щорічно ремонтується і перекріплюється більше 25 % загальної кількості підтримуваних виробок (більше 2000 км на рік). При цьому рівень механізації ремонтних робіт не перевищує 3–5 %. Про це свідчать результати досліджень проведених у 2011 році в умовах шахт Західного Донбасу (табл. 2).

Для виявлення напрямів вдосконалення технології комбайнового проведення підготовчих виробок виникає необхідність виконати ряд досліджень у сфері організації гірничо-підготовчих робіт, що повинна базуватися на розробці ефективних схем взаємодії гірничо-прохідницького устаткування з підвісними монорейковими дорогами з виключенням непродуктивних операцій, характерних при ліквідації аварійних ситуацій, пов'язаних із здиманням порід підосви гірничих виробок.

Слід також зазначити, що у складних гірничо-геологічних умовах діапазон коливань та максимальне значення коефіцієнта нерівномірності роботи, як вказано у роботі [9], може бути значно більше. Це залежить, передусім, від гірничо-геологічної і гірничотехнічної обстановок, в яких ведуться підготовчі роботи, параметрів та прийнятої на шахті транспортно-технологічної схеми. У значній мірі це стосується доставки довгомірних матеріалів (рейки, труби та ін.), а також при змішаних перевезеннях, коли одним рейсом доставляються стандартні і великогабаритні вантажні одиниці в період ведення монтажних-демонтажних робіт.

Як приклад може служити досвід ведення монтажних-демонтажних робіт в очисних виробках СП «Шахта «Молодогвардійська» ВАТ «Краснодонвугілля». В період монтажу і демонтажу лав або ведення інших монтажних робіт здійснюється доставка великогабаритних і важких вузлів обладнання до цих ділянок

підвісними поїздами допустимої маси яка обґрунтована розрахунками або вибраної за діаграмами заводів виробників. Максимальна маса таких вантажів на шахті складає 9,6 тон (секції ЗКД – 90).

Таблиця 2

Трудомісткість робіт з ремонту та перекріпленню підготовчих виробок

Види аварій та простоїв	Загальні витрати часу у ВАТ «Павлоградвугілля»		Відсоток
	Хвилини	Кількість випадків	%
1. Технологічні операції	1839,00	74	12,4%
1.1. Доставка матеріалів	488,00	21	3,4%
1.2. Усунення зауважень ВТБ та охорони праці	942,00	23	6,9%
1.3. Недостатнє провітрювання виробки	30,00	3	0,2%
1.4. Усунення невірної кріплення	195,00	5	1,1%
1.5. Розвантаження матеріалів	85,00	3	0,3%
1.6. Подрібнення великих кусків гірської маси	47,00	15	0,3%
1.7. Переміщення вагонів у дільничній виробці	52,00	4	0,2%
2. Організаційні причини	2216,33	135	15,3%
2.1. Транспортування людей	1851,33	107	12,5%
2.2. Виробнича дисципліна	365,00	28	2,7%
3. Аварії забійного обладнання	3794,67	85	21,3%
3.1. Аварія комбайну	2811,96	64	16,3%
3.2. Аварії бурового обладнання	364,71	14	3,0%
3.3. Електропостачання	331,00	5	1,5%
3.4. Аварія засобів відкачки води	287,00	2	0,4%
4. Аварії транспорту дільниці	3181,00	109	16,0%
4.1. Аварії стрічкового конвеєру	204,00	9	1,4%
4.2. Аварія перевантажувача (ППЛ)	1707,00	81	7,9%
4.3. Канатна відкатка	675,00	8	3,0%
4.4. Рейкові шляхи	595,00	11	3,8%
5. Аварії дільниці ВШТ (відсутність електровозу)	638,00	13	3,1%
6. Аварії дільниці ДКТ (аварії конвеєрів)	305,00	16	2,3%
7. Очікування порожняку	4973,68	143	29,7%
7.1. Обмін вагонеток на розминовці	1563,68	73	11,0%
7.2. Доставка порожняку від ствола	1762,00	36	9,2%
7.3. Відсутність порожняку	1598,00	32	9,3%
7.4. Маневрові роботи електровоза	50,00	2	0,3%
Підсумок:	16947,7	575	100%

Слід зазначити, що в умовах шахти «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля» транспортування видів допоміжних матеріалів та обладнання також виконують за допомогою підвісних монорейкових доріг (рис. 2). Але відсутність досвіду експлуатації цього виду допоміжного транспорту не дозволяє сформулювати рекомендації щодо ефективного його застосування в умовах шахт цього регіону Донбасу.

Проте досвід експлуатації транспортно-технологічних схем і організації підземних гірничих робіт в умовах вугільних шахт Красноармійського регіону

Донбасу показує, що застосування підвісних монорейкових доріг в якості базового транспортного засобу, що забезпечує допоміжний вантажопотік, потребує вдосконалення. Головною причиною цього є недосконалість методики розрахунку експлуатаційних параметрів допоміжного транспорту, що у свою чергу суттєво впливає на параметри підготовки запасів вугільних шахт в цілому.



Рис. 2. Транспортування секцій механізованого кріплення в умовах шахти «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Про це свідчить графік організації транспортування матеріалів, обладнання та персоналу (рис. 3) в межах однієї підготовчої виробки, складений за результатами проведених досліджень [9].

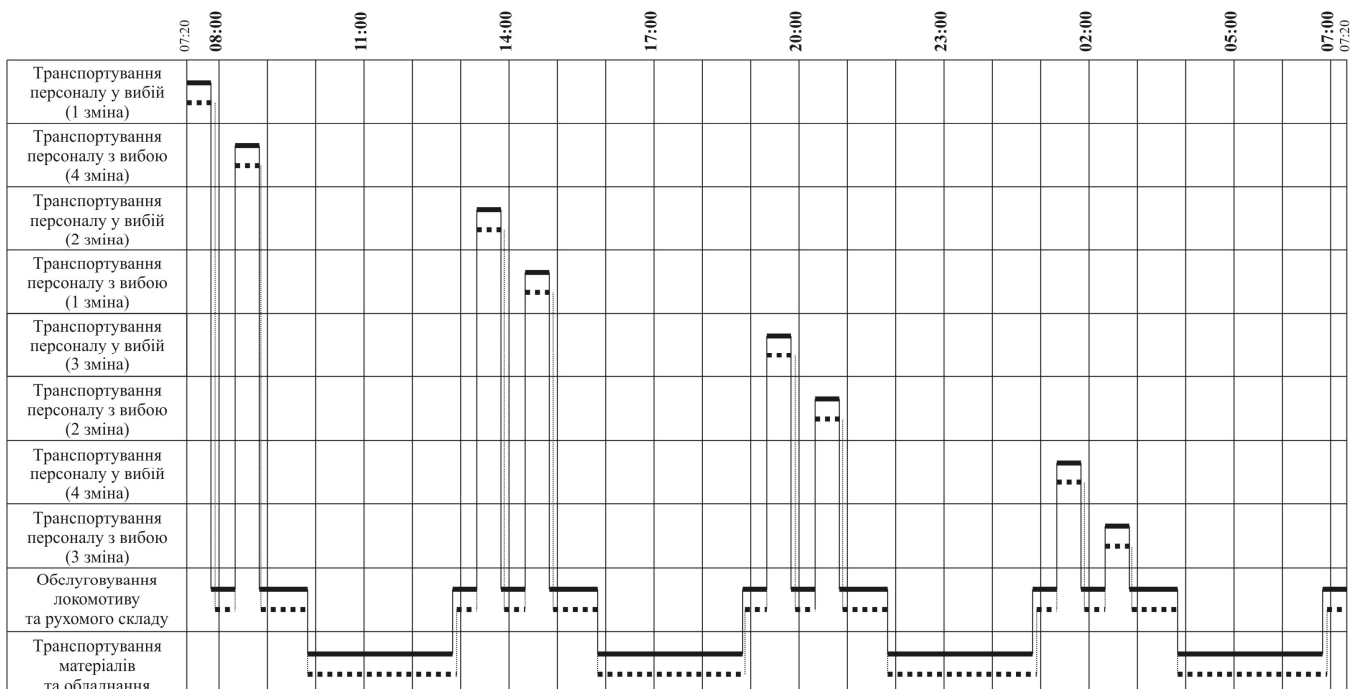


Рис. 3. Графік організації транспортування матеріалів, обладнання та персоналу в межах однієї підготовчої виробки:

————— — розрахунковий час

..... — фактичний час

Причиною незапланованих простоїв підготовчих вибоїв дуже часто є обвалення гірських порід у покрівлі підготовчих виробок, обладнаних підвісними монорейковими дорогами, а також втрата стійкості арочного кріплення внаслідок дії динамічних сил від рухомого складу.

Швидкість транспортування, як відомо, прямо пропорційно впливає на продуктивність будь-якого транспортного обладнання, але при застосуванні підвісних монорейкових доріг цей технологічний параметр значною мірою залежить від тривалості технологічних перерв, які безпосередньо пов'язані з ліквідацією прояву гірського тиску в покрівлі виробок. Наслідком чого є коливання швидкості переміщення рухомого складу в діапазоні 1,2–0,5 м/с, що призводить до збільшення часу доставки вантажів в 1,3–1,6 рази порівняно з розрахунковими показниками. У зв'язку з вищесказаним виникає необхідність вибору параметрів транспортування, насамперед швидкості переміщення, для забезпечення стабільної роботи монорейкової дороги у виробці, що споруджується. А це особливо актуально при інтенсифікації гірничих робіт, зокрема збільшенні швидкості проведення підготовчих виробок.

Список літератури

1. Лабинский К.Н. Обоснование параметров шпуровых зарядов, обеспечивающих повышение скорости сооружения горных выработок: автореф. дис. канд. тех. наук: спец. 05.15.04 «Шахтное и подземное строительство» / Лабинский Константин Николаевич; Нац. горн. ун-т – Д., 2004. – 20 с.
2. Коваль А.И. Решение стратегических горнотехнических задач с помощью технологии стратегического планирования развития горных работ / А.И. Коваль // Школа подземной разработки: Материалы междунар. науч.-практ. конф. – Д., НГУ, 2011. – С. 26 – 32.
3. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1979. – 244 с.
4. Технологические схемы подземного транспорта выемочных участков на угольных шахтах (для пологих пластов с углом падения до 18°) / Институт горного дела им. А.А. Скочинского. – Москва: 1972. – С. 74 – 75.
5. Научное обоснование производительности транспортно-технологических схем и параметров шахтного транспорта высокого технического уровня: отчет о НИР / Нац. горн. ун-т; науч. рук. Л.Н. Ширин. – Д., 2006. – 126 с. – № ГР 0105U000520.
6. Цибко С.А. Техническое перевооружение действующих шахт Украины и передовой опыт / С.А. Цибко, В.П. Свечкаренко, В.А. Гонтаренко // Экспресс-информация «Добыча и переработка угля». – Вып. 6. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1986. – С. 42 – 54.
7. Монтаж и демонтаж очистных механизированных комплексов угольных шахт / А.Ф. Борзых, А.М. Кузьменко, В.И. Сафонов, В.Д. Рябичев; Восточноукр. нац. ун-т им. Владимира Даля. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 265 с.
8. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых [Текст]: издание третье, переработанное и дополненное / А.С. Бурчаков – М.: Недра. 1983. – 488 с.
9. Расцветаев В.А. Обоснование параметров взаимодействия подвесных монорельсовых дорог с креплением участковых выработок для интенсификации подготовительных работ: дис. канд. тех. наук: спец. 05.15.02 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» / Расцветаев Валерий Александрович; Нац. горн. ун-т – Д., 2012. – 173 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 03.09.2014*

АНАЛИЗ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПИ ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА

Приведены результаты расчетов математического моделирования взаимодействия различных видов крепи с горным массивом.

Наведено результати розрахунків математичного моделювання взаємодії різних видів кріплення з гірським масивом.

The mathematical modeling results of the interaction of different types of supports with rock massif are presented.

Вступление. Для выбора любых мероприятий по поддержанию и охране выемочной выработки в условия рассматриваемых в данном вычислительном эксперименте необходимо четко представлять общий геомеханический принцип, на основе которого формируется НДС системы «крепь выработки – горный массив». Как видно, из эпюр напряжений, представленных на и рис. 1, создание разгрузочной зоны приводит к формированию породной консоли, с одной стороны, жестко заземленной в нетронутым горном массиве, а с другой - свободно опирающейся на деревянный костер и органную крепь. В этом плане применение инвентарной крепи в сочетании с пеной «Карбофил» позволяет не повысить жесткость образовавшегося пролета, а обеспечивает снижение градиента роста деформаций на нижней поверхности породной консоли. Таким образом, концентрация напряжений в наполнителе невозможна по условиям рассматриваемой задачи, а напряжения в стойках и бруске инвентарной крепи указывают на геометрию зоны пониженных деформаций в породной консоли. То есть, данный элемент поддержания выработки выполняет функции демпфера при передаче усилий на рамную крепь, что также соответствует условиям эксплуатации.

Формулирование целей статьи. Для рассмотрения режимов работы элементов поддержания выемочной выработки в разгрузочной зоне и оценки их эффективности рассмотрим картину напряженного состояния в виде эпюр вертикальных напряжений σ_y (см. рис. 1). Эпюры σ_y позволяют, прежде всего, объективно оценить качество выполненных расчетов путем сравнения полученных данных с общепринятыми теориями состояния горного массива, сопоставив обобщенные показатели эпюр и результаты аналитических решений.

Распределение вертикальных напряжений в элементах крепи разгрузочной зоны показывает наличие как сжимающих, так и растягивающих внутренних усилий. Максимумы сжимающих напряжений составляют 32...37 МПа, а растягивающих не превышают 5 МПа. Гидростатическое давление для вариантов расчетов, представленных на рис. 1, а и б, составляет 9,6 МПа, а для варианта рис. 1, в – 7,4 МПа, что соответствует глубине заложения рассматриваемой

мых выработок. При этом концентрации растягивающих напряжений в последнем варианте расчета выше в 1,7–2,2 раза, чем в предыдущих.

Изложение основного материала исследований. В целом максимальное сопротивление крепи сосредоточено в деревянных стойках. Инвентарная крепь, деревянный костер и органная крепь обеспечивают устойчивость выработки различными режимами работы. Отсюда и различное изменение характера их поведения в различных горно-геологических условиях. Рассмотрим по отдельности изменение состояния этих элементов крепи.

Органная крепь, очевидно, воспринимает внешнее давление с двух направлений: давление обрушенной породы и породной консоли примыкающей к разгрузочной зоне сверху (см. рис. 1). При этом при «малых» углах падения, до 27° , давление консоли является доминирующим, а в диапазоне от 16° и до 23° органная крепь находится под максимумом вертикальных напряжений в 35...37 МПа. Это означает, что с увеличением угла падения органная крепь перестает эффективно поддерживать породную консоль и переходит к выполнению функции сдерживания обрушенных пород. Легко видно, на рис. 1, в, что зоны концентрации напряжений в породах примыкающих к органной крепи отсутствуют, а сама крепь, в сравнении с другими элементами поддержания выработки нагружена на 12 % меньше.

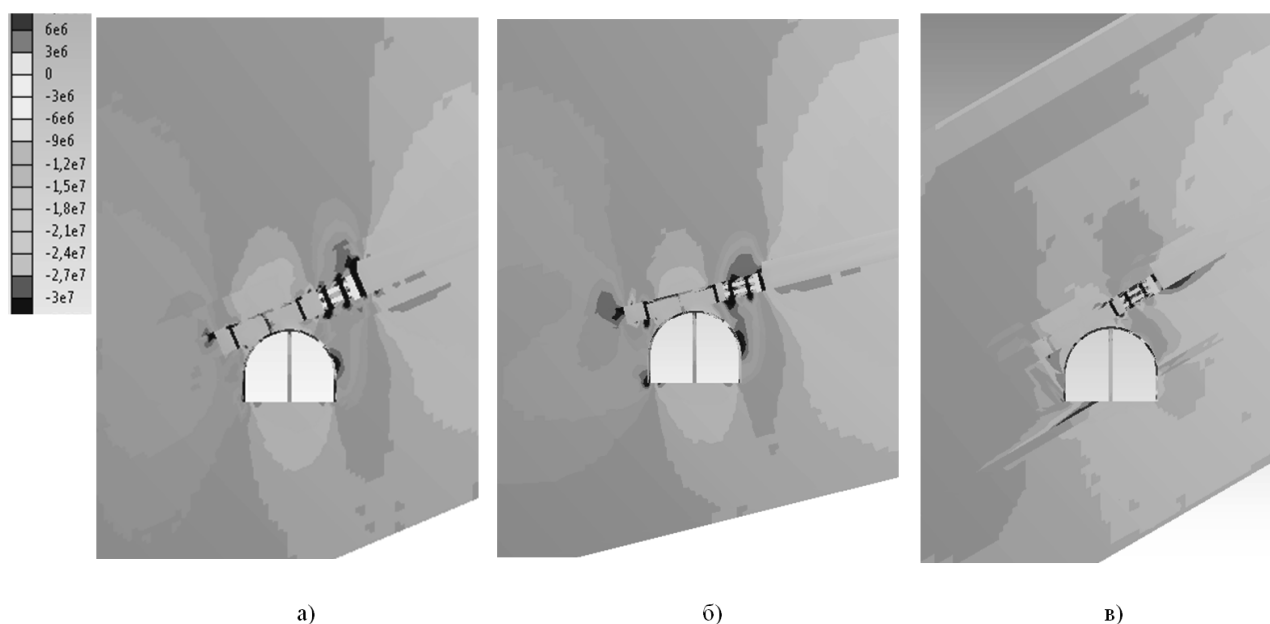


Рис. 1. Эпюры вертикальных напряжений полученные для горно-геологических условий шахт: а) «Золотое»; б) «Карбонит»; в) «Первомайская».

Как уже было сказано выше, в варианте расчета, представленном на рис. 1, б, органная крепь обеспечивает максимальный отпор горного давления, а так же, по картине распределения напряжений в кровле разгрузочной зоны, участвует в единой грузонесущей системе с деревянным костром. С увеличением угла падения взаимное влияние этих элементов крепи снижается и при 25° полностью отсутствует.

Расчет, результаты которого приведены на рис. 1, а, во многом является показательным по поведению органной крепи под действием вертикальных нагрузок. В этом варианте органная крепь воспринимает максимум внешней нагрузки, и при этом находится в сложных эксплуатационных условиях. Как видно, по наличию и величине зон опорного давления, эта крепь обеспечивает максимум отпорных усилий в системе поддержания выемочной выработки. Таким образом, устойчивость породной консоли в случае шахты «Карбонит» прямо зависит от конструктивного состояния органной крепи. В этих и схожих горно-геологических условиях целесообразно повышать устойчивость выработки установкой дополнительного ряда органной крепи, с созданием первоначального отпора крепи, что приведет к снижению напряжений в ней на 30-40%,

Деревянный костер, во всех вариантах расчета, находился в пределах одной схемы нагружения, чему способствовали и его расположение, и конструктивные особенности. В области пересечения бруса доминирующими вертикальными напряжениями являются сжимающие, величина которых в различных вариантах расчета составляет 26...34 МПа. Остальные участки конструкции находятся под действием растягивающих напряжений, величина которых растет с увеличением угла падения, и изменяется в диапазоне от 2 до 7 МПа. Как показано, на рис. 1, именно деревянный костер обеспечивает опору консоли пород зависающей над выработкой со стороны выработанного пространства очистного забоя. Во всех выполненных расчетах данный элемент крепи формирует в прилегающих к нему породах горного массива зоны концентрации напряжений, величины которых достигают 27...34 МПа.

Кроме того, влияние костра на распределение σ_y по контуру правого бока выемочной выработки приводит к изменению характеристик зоны повышенных сжимающих напряжений. С ростом угла падения влияние костра на НДС правого бока уменьшается. Если при углах в 10-19° между зонами концентрации напряжений на контуре выработки и в области давления деревянного костра существует зона взаимного влияния, представленная градиентом напряжений (см. рис. 1, б) и в абсолютном значении на 13% меньшим, чем максимум, то для варианта, представленного на рис. 1, а, интенсивность градиента уменьшается в 0,64 раза, а абсолютное значение составляет менее 27 %. Следовательно, напрашивается вывод о снижении вероятности развития трещин в правом боку выработки под действием вертикальных напряжений для данной схемы ее поддержания.

При больших углах падения, в 26–40°, опорные зоны концентрации напряжений в породах, примыкающих к костру, практически отсутствуют. Незначительный градиент в совокупности с ростом напряжений в пределах 1–3 МПа, не могут оказывать серьезного влияния на изменение механического состояния пород горного массива в данных горно-геологических условиях. Отсюда вытекает, что при таких углах падения вертикальное давление на деревянный костер падает в пределах 9–14 МПа, что вызвано естественными причинами перераспределения величин векторов внутренних усилий в направлении напластования горного массива.

Еще одной важной характеристикой взаимодействия деревянного костра и пород горного массива являются параметры зон опорного давления. Как видно на рис.1 в каждом расчетном варианте в почве разгрузочной зоны давление костра формирует две зоны концентрации напряжений. Для простоты описания обозначим их как «верхняя» и «нижняя», по координате их расположения. Абсолютные величины концентрации напряжений в этих зонах колеблются в диапазоне от 4 и до 9, причем с ростом угла падения степень концентрации падает в логарифмической последовательности. Вместе с уменьшением значений напряжений σ_y происходит их перераспределение между «верхней» и «нижней» зонами опорного давления костра. «Верхняя» зона при достижении величины угла падения в 27° исчезает, а «нижняя» – до 24° сохраняет свои размеры и величину концентрации напряжений с тем, чтобы до 40° по линейной зависимости сократить эти показатели в 6 и 2 раза, соответственно. Таким образом, мы приходим к выводу о снижении конструктивной устойчивости деревянного костра, с ростом угла падения, начиная с $25\text{--}28^\circ$.

Последним элементом крепления разгрузочной зоны, подлежащему рассмотрению, является инвентарная крепь в совокупности с заполнителем «Карбофил». Как уже было сказано ранее, данный элемент крепи не воспринимает значительных внешних нагрузок. Однако, стойки инвентарной крепи в различных вариантах расчета ведут себя по-разному. Легко видно, что на распределение внутренних усилий в этих элементах крепи влияет угол падения породных слоев горного массива. В варианте расчета, результаты которого представлены на рис. 1, б, крайние стойки инвентарной крепи нагружены равномерно и величина сжимающих вертикальных напряжений в них достигает 32 МПа. При этом центральная часть поперечного бруса и средняя стойка испытывают незначительные, порядка 2 МПа, растягивающие напряжения. Здесь неравномерное, в направлении напластования, распределение вертикальных напряжений в поперечном бруске указывает на форму провисания образованного породного пролета [1]. Как видно, кривизна прогиба растет в направлении по падению сверху вниз. В результате средняя стойка инвентарной крепи оказывается в зоне с малыми деформациями породного контура и как результат остается ненагруженной.

Эпюра вертикальных напряжений, представленная на рис. 1, а, демонстрирует присутствие слабых растягивающих напряжений в средней части инвентарной крепи. В совокупности с двумя участками напряжений близких к нулю, в теле поперечного бруса, это дает возможность утверждать о наличии двух периодов в форме деформирования породного контура разгрузочной зоны. В результате средняя стойка инвентарной крепи оказывается в неустойчивом состоянии, при котором происходит ее поперечный изгиб, что и отображено на эпюре (см. рис. 1, б) наличием неравномерных растягивающих напряжений в 2-4 МПа. Таким образом, в этом варианте расчета показано оптимальное распределение вертикальных усилий при формировании разгрузочной зоны над выемочной выработкой в представленной схеме крепи.

Последней рассмотрим картину вертикальных напряжений на рис. 1, в. Существенное увеличение угла падения приводит к разгрузке левой и средней

стоек инвентарной крепи, отсутствует любой вид концентрации напряжений и площадок опорного давления. Также отсутствует ощутимый прогиб поперечного бруса крепи. С другой стороны концентрация напряжений в правой стойке достигает уровня 11, а в породах примыкающих торцам этой стойки формируются ярко выраженные зоны концентрации растягивающих напряжений. При этом эти зоны располагаются по разные стороны от оси стойки. Данная картина характерна при вдавливании конструктивного элемента при косом нагружении. При таком виде нагружения стойка находится в неустойчивом статическом равновесии и должна быть усилена установкой дополнительной стойки вплотную к уже существующей.

На представленных эпюрах вертикальных напряжений (см. рис. 1) сложную картину распределения внутренних усилий имеют элементы рамной крепи. Следует заметить, что полученная картина напряженно-деформированного состояния рамой крепи качественно и количественно соответствует натурным наблюдениям, проводимым на участках применения рассматриваемой системы поддержания выработок. Получение таких результатов стало возможным за счет методики моделирования рамной крепи, которая состоит из пяти отдельных моделей – верхняка, двух стоек и узлов податливости. За счет снижения сопротивления материала в узлах податливости стало возможным относительно независимое деформирование верхняка и стоек рамы [2].

Начнем с рассмотрения с эпюры с наименьшим углом падения (см. рис. 1, б). В этом варианте полный градиент напряжений в раме имеет минимальное значение и составляет менее 211 МПа при наличии 5-ти ярко выраженных зон концентрации напряжений. Правая стойка рамы наименее нагружена. В ее верхней части наблюдается концентрация растягивающих напряжений с абсолютными значениями, достигающими 189 МПа, а вертикальная стойка находится под действием сжимающих напряжений в диапазоне значений от 14 до 28 МПа. Это указывает на то, что в этом варианте расчета правый бок выработки обладает достаточной устойчивостью, деформирование стойки осуществляется под действие верхняка рамной крепи. Левая стойка находится в сходных условиях, но уровень растягивающих напряжений возрастает на 11 %. Кроме того, в опорной зоне стойки присутствует дополнительная зона концентрации напряжений. Это указывает на локальное интенсивное деформирование стойки в сторону полости выработки. Верхняк рамы в зоне контакта с ремонтной, находится под действием растягивающих напряжений порядка 192...205 МПа, а в зоне контакта стойки инвентарной крепи, наоборот – под действием сжимающих напряжений аналогичных по величине. В целом такая картина распределения напряжений в верхняке рамы сохраняется во всех вариантах расчета и приводит к формированию S-образного контура деформирования. Преодоление этого эффекта возможно введением в конструкцию крепи дополнительной ремонтной, основание которой будет сопряжено с основанием существующей, а верхний конец будет упираться в верхняк в зоне левого узла податливости. Однако, такое решение, как показывают расчеты, может быть эффективным толь-

ко в отдельных случаях поддержания выработки и приводит к снижению ее эксплуатационных характеристик.

Наиболее оптимальным с точки зрения распределения напряжений в рамной крепи является варианта расчета, результаты которого приведены на рис.1, а. В данном случае распределение напряжений выравнивается относительно вертикальной оси выработки, максимумы напряжений в верхняке опять находятся в диапазоне близкому к предельному, а вертикальные части стоек нагружаются вплоть до 214 МПа, то есть приближаются к предельному состоянию. В целом наблюдается равномерное и контролируемое, за счет рамной крепи, опускание кровли. Это лишний раз подтверждает тот факт, что для выбранной схемы оптимальным диапазоном применения являются углы падения 18...26°.

Последним рассмотрим особенности работы рамной крепи в условиях расчета выполненного для шахты «Первомайская» (см. рис. 1, в). Для этого варианта характерно равномерное распределение зон повышенных растягивающих напряжений по всему контуру рамной крепи, максимальные значения напряжений в которых колеблется то 192 до 218 МПа. При этом такие зоны разделяются зонами сжимающих напряжений, диапазон максимальных значений которых составляет от 15 до 176 МПа. Такая картина распределения внутренних усилий указывает на переход элементов рамной крепи в предельное состояние с интенсивным перемещением приконтурных пород в полость выработки. Положительным в данном случае является то, что отдельные участки конструкции рамной крепи продолжают эффективно сопротивляться вертикальным нагрузкам, что позволяет при значительном росте линейных деформаций сохранить эксплуатационные характеристики выработки. Для расчетов в диапазоне углов падения от 27° до 40° становится характерным рост разнонаправленных вертикальных деформаций в нижних частях стоек рамы. Это указывает на изменение соотношения между вертикальными и горизонтальными деформациями, что указывает на изменение характера влияния разгрузочной зоны на НДС системы «крепь выработки – горный массив».

При формировании зон растягивающих напряжений (см. рис. 1, в) необходимо учитывать тот факт, что большой угол падения провоцирует возникновение областей пластических шарниров на левой и правой нижних границах разгрузочной зоны. В результате возникают зоны пластического течения, наличие которых приводит к сползанию пород боков выработки в её полость. Величины максимумов растягивающих напряжений σ_y при этом падают на 10–12%, наблюдается отсутствие зон концентраций этих напряжений, что и приводит к возникновению зон концентрации растягивающих напряжений. В этих зонах величины вертикальных напряжений составляют порядка 12–29 МПа, указывает на формирование условий для роста параллельных трещин в боках выемочной выработки.

Таким образом, напрашивается вывод об изменении характера трещинообразования с ростом угла падения. Если при углах падения до 26° в боках выработки отсутствуют условия для роста параллельных трещин, то для углов свыше 27° требуется введение дополнительных элементов крепи.

Таким элементом в левом боку выработки может стать сталеполимерный анкер длиной до 2,5 м, устанавливаемый горизонтально на высоте 0,5–1,2 м [3]. Для обеспечения устойчивости правого бока выработки возможно использование канатных анкеров устанавливаемых в кровле выработки в направлении напластования горного массива.

Переходим к анализу напряжений σ_{pl} ориентированных по плоскости напластования, представленных на рис. 2. Распределение напряжений σ_{pl} позволяет оценить отдельный вклад в НДС горного массива каждого из моделируемых породных слоев. При этом градиенты напряжений, наблюдаемые на эпюрах (см. рис. 2), имеют незначительные абсолютные значения в диапазоне от 17 МПа при сжатии до 8 МПа при растяжении. Таким образом, эти напряжения указывают на зоны падения поперечной прочности породных слоев, и их величина в малой степени зависит от угла падения породных слоев.

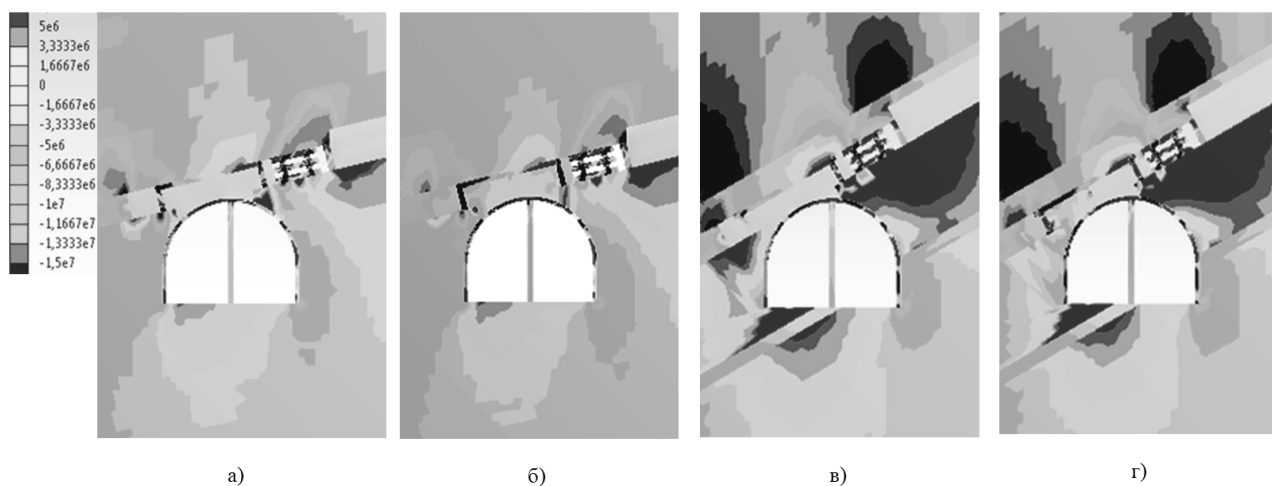


Рис. 2. Эпюры напряжений направленных вдоль плоскости напластования для шахты «Карбонит» расчет без (а) и с учетом (б) реологии, для шахты «Первомайская» – без (в) и с учетом (г) реологии.

Другой особенностью представленных эпюр напряжений σ_{pl} является учет изменения НДС системы «крепь выработки – горный массив» в зависимости от реологии пород. В ходе исследований расчеты с учетом реологических факторов были проведены для шахты «Карбонит» (см. рис. 2, а, б) и для шахты «Первомайская» (см. рис. 2, в, г). В обоих случаях выбирались кривые роста деформации пород во времени, полученные в лабораторных условиях [4, 5] на интервале до 90 суток.

Общей особенностью результатов проведенных расчетов стал рост напряжений в пене «Карбофил» от близких к нулю до 3,5 МПа. Это указывает как на увеличение деформаций в кровле разгрузочной зоны со временем, так и на способность наполнителя нести незначительную нагрузку в данной схеме поддержания выемочной выработки. Очевидно, что увеличение прогиба кровли разгрузочной зоны приводит к смятию части наполнителя и как результат увеличению его зональной плотности, что и приводит к очаговому росту сопротивления данного

материала. Поскольку форма и направление деформаций кровли разгрузочной зоны меняются с изменением угла падения, происходит перераспределение этих очагов в теле наполнителя и, начиная с 26° , они располагаются только в зоне левой и средней стоек инвентарной крепи. При этом возникают не только очаги сжимающих, но и очаги растягивающих напряжений, что, как уже было показано выше, указывает на потерю статического равновесия элементов инвентарной крепи при «больших» углах падения породных слоев.

Теперь проведем анализ изменения распределения напряжений σ_{pl} в почве выемочной выработки пройденной в различных горно-геологических условиях. В обоих вариантах (см. рис. 2, а и рис. 2, в) пучение почвы имеет большую величину со стороны левого бока выработки и вызвано наличием растягивающих напряжений. При малых углах падения до 22° величина этих напряжений составляет не более 6 МПа (см. рис. 2, а), что не может спровоцировать значительных деформаций почвы выработки. Однако с ростом угла падения, начиная с 26° , без изменения характера картины напряжений в почве выработки, происходит их значительный рост, величина которого составляет около 34 МПа. Даже наличие более прочного породного слоя пресекающего контур выработки в почве (см. рис. 2, в), не может внести в эту тенденцию существенную коррекцию. Это говорит о том, что для данной схемы поддержания выработки при определении величины пучения структура горного массива не является доминирующим фактором.

Как и в случае с почвой растягивающие напряжения σ_{pl} в боках выработки растут с увеличением угла падений. Однако увеличение максимумов напряжений имеет линейный характер и составляет примерно 0,3 МПа на один градус. С другой стороны, размеры зон растягивающих напряжений, начинают интенсивно расти с 27° угла падения породных пластов, и объединяются в две зоны доминирующих растягивающих напряжений в боках выработки (см. рис. 2, в). Таким образом, хотя абсолютные показатели растягивающих напряжений не указывают на достижение предельного состояния приконтурных пород, объем пород оказавшийся вовлеченным в процесс перемещения пород в полость выработки приводит к значительным деформациям контура выработки в боках.

Выводы. Изменение НДС системы «крепь – массив» происходящие с течением времени наиболее четко проявляются в боках выемочной выработки, и имеет ощутимые отличия в различных вариантах расчета (см. рис. 2, б и рис. 2, в). Влияние реологии пород на распределение концентраций напряжений в кровле разгрузочной зоны в обоих вариантах расчета имеет общий характер и заключается в снижении максимумов сжимающих напряжений на 18 % и растягивающих – более чем на 50 % (рис. 3). Как видно из представленных графиков процесс активной релаксации напряжений сжимающих напряжений приходится на интервал между 15...50 сутками, в то время как для растягивающих этот интервал начинается с 30 суток и заканчивается на 60-ые. Таким образом, изменение НДС кровли разгрузочной зоны, способное повлиять на изменение ее контура, происходит в первые два месяца после установки всех элементов крепежных и охранных конструкций.

Совершенно по-разному происходит изменение напряжений в боках выработок в зависимости от варианта расчета. Если для условий, представленных на рис. 2, в и г, максимальные значения напряжений в правом боку со временем не изменяются и значительно изменяются в левом (см. рис. 4), то для условий, представленных на рис. 2, а и б, имеем обратный вид. Это указывает на изменение характера распределения горного давления со временем при различных значениях угла падения породных слоев. Легко видно, кривые изменения максимума напряжений в левом и правом боках выемочной выработки представляют собой границы двух семейств кривых, каждая из которых изменяет степень своей кривизны и предельные значения в зависимости от угла напластования.

Для получения представления всего семейства кривых описывающих изменение максимумов напряжений σ_{pl} в боках выработки используем математические методики асимптотического приближения. В качестве базовых функций применим уравнения кубической параболы.

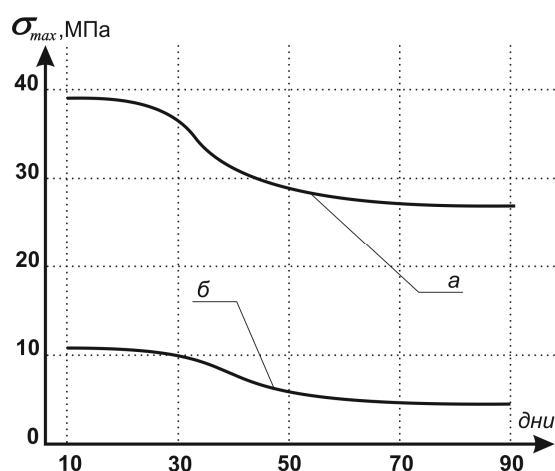


Рис. 3. График изменения максимальных напряжений σ_{pl} в кровле разгрузочной зоны выработки шахты «Карбонит»: сжимающих (а) и растягивающих (б).

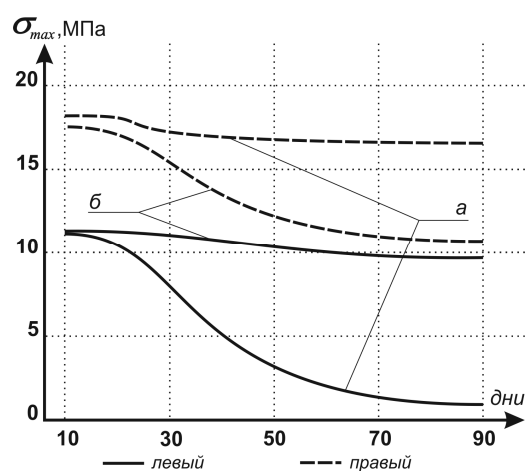


Рис. 4. Изменение значений максимальных напряжений σ_{pl} в правом и левом боках выработки для условий шахты «Первомайская» (а) и шахты «Карбонит» (б).

В результате для изменения напряжений σ_{pl} в левом боку выемочной выработки, в зависимости от времени и величины угла падения, получим следующее эмпирическое выражение

$$\sigma_{lf} = -\frac{(t_d - 6)^3}{3} + 0,15 \cdot \cos\left(\frac{\pi}{6} - 3\alpha\right) \cdot (t_d - 10) + 34,8, \quad (1)$$

где t_d — дни с момента возведения охранных конструкций; α — угол падения породных слоев в радианах.

Аналогичным образом получили выражение для максимума напряжений в правом боку выработки

$$\sigma_{rt} = -0,4(t_d - 6)^3 + 0,06 \cdot \sin\left(\frac{\pi}{6} - 3\alpha\right) \cdot (t_d - 9,6) + 29, \quad (2)$$

где t_d – дни; α – угол падения породных слоев.

Список литературы

1. Гапеев С.Н., Рязанцев А.Н. Учет слоистой структуры породного массива в задачах об устойчивости пород почвы одиночной выработки, расположенной вне зоны влияния лавы // Материалы международной конференции Форум горняков. – Днепропетровск: НГУ, 2005. – Том 1. – С. 179-185.
2. Моделирование предельного и запредельного состояния слоистого породного массива вокруг пластовой выработки / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев // Материалы междунар. конф. Форум горняков-2007, Том.1. – Днепропетровск: НГУ, 2007. – С.158-162.
3. Ковалевская И.А., Поротников В.В., Фомичев В.В. Анализ подходов к разработке методов расчета параметров упрочнения вмещающих горную выработку слабых пород анкерами // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №8. – С.7-8.
4. Ставрогин А.Н., Тарасов Б.Г., Певзнер Е.Д. Влияние скорости деформирования на запредельные характеристики горных пород // ФТПРПИ. – 1982. – №5. – С.8-15.
5. Самоделкина Н.А. Об одном способе учета реологических свойств пород в конечноэлементном анализе геомеханических процессов // ФТПРПИ. – 2003. – № 3. – С. 14-20.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бондаренком В.І.
Надійшла до редакції 11.09.2014*

УДК 621.66

© М.Н. Трубицин

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ АЛГОРИТМ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧИ ДВУХПЛОСКОСТНОЙ БАЛАНСРОВКИ МЕТОДОМ АМПЛИТУД

Рассмотрено решение задачи двухплоскостной балансировки жесткого ротора методом амплитуд в общей постановке. Разработанный алгоритм включает два этапа: на первом – решаются четыре задачи одноплоскостной балансировки для нахождения приведенных дисбалансов; на втором – по приведенным дисбалансам определяется начальная неуравновешенность ротора.

The solution of the problem of two-plane balancing of a rigid rotor by the amplitudes in the general setting. The developed algorithm consists of two phases: the first - four problems are solved one two-plane. Balancing for finding given the imbalances; the second - to bring imbalances to determine the initial rotor unbalance.

Розглянуто рішення задачі двохплощинного балансування жорсткого ротору за методом амплітуд у загальному вигляді. Розроблений алгоритм містить два етапи: на першому – вирішуються чотири окремі задачі одноплощинного балансування для визначення приведених дисбалансів; на другому – за приведеними дисбалансами визначається початкова неврівноваженість ротору.

Вступление. Двухплоскостная балансировка (Б2П) жестких роторов является одним из распространенных технологических процессов любых отраслей машиностроения, включая различные основные и вспомогательные агрегаты горной промышленности: рабочие органы вентиляторов проветривания шахт; эксгаустеры и дымососные турбины аглофабрик; ролики и барабаны быстроходных конвейеров; центрифуги и роторы сепараторов сухого обогащения и многое другое оборудование, имеющие быстро вращающиеся детали с угловой скоростью ω .

Постановка проблемы. Традиционно, Б2П производится методом пробных пусков. Количество их зависит от применяемых вибродатчиков и, главное, от возможности замера фазы (угла расположения) вектора расположения радиального перемещения, скорости или ускорения опор вращающегося ротора. В зависимости от экспериментально измеренных параметров колебаний опор ротора балансировка проводится методом фаз и амплитуд (МФиА) или методом амплитуд (МА). Под Б2П МА будем понимать определение расположения векторов начальных дисбалансов d_{I0} и d_{II0} в плоскостях коррекции (ПК) *I* и *II*, рис. 1, только по установленным, в результате пусков, величинам амплитуд колебаний опор ротора *A* и *B*. При этом, обобщенный алгоритм решения задачи Б2П МА в литературе по балансировке [1,2,3] и др. не приводится.

В случаях вариантов балансировки роторов, в собственных подшипниках, где измерение фаз колебаний опор либо: не возможно (в виду отсутствия дорогостоящей и «капризной» аппаратуры – отметчиков угловых положений роторов); производится с большей погрешностью, чем замеры амплитуд колебаний опор, использование такого обобщенного, универсального алгоритма просто необходимо.

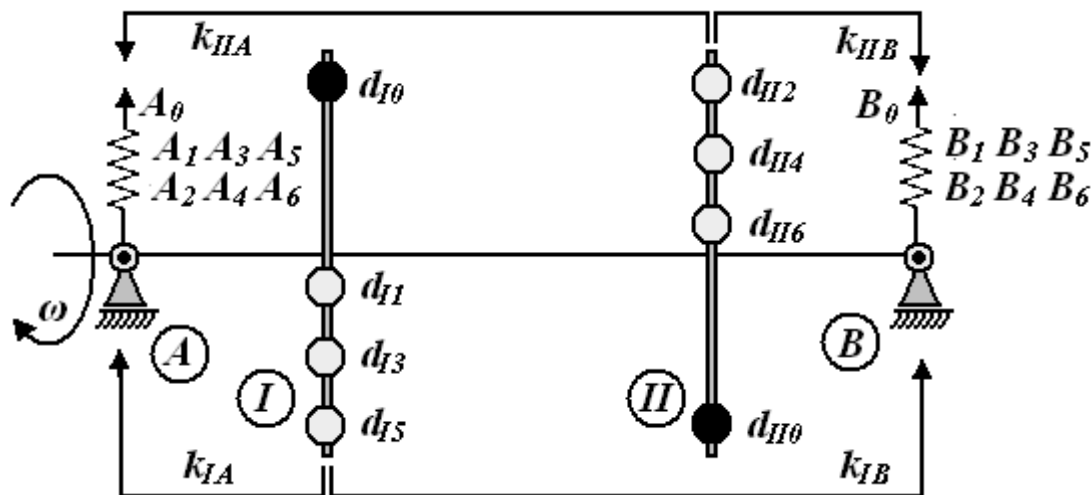


Рис. 1. Расчетная схема двухплоскостной балансировки: *I* и *II* – номера ПК, фазы – φ_j и ψ_j ; *A* и *B* – опоры ротора, где вибродатчиками измеряются колебания фазы – α_j и β_j ; d_{I0} и d_{II0} – начальные дисбалансы; d_{I1} d_{I3} d_{I5} , d_{II2} d_{II4} d_{II6} – тройки векторов пробных дисбалансов; k_{IA} , k_{IIA} , k_{IB} , k_{IIB} – ДКВ, (аргументы этих комплексных чисел – ξ_{MN} с соответствующими ПК и опорам индексами; $A_0 A_1 A_2 \dots A_6$, $B_0 B_1 B_2 \dots B_6$ – вектора амплитуд опор ротора *A* и *B*

Реализация работы планируется при нетрадиционном способе балансировки – на продолжительном по времени выбеге жесткого ротора, где будет иметь место быстротечное изменение фаз колебаний опор ротора и плавное изменение величин их амплитуд. При этом количество вариантов выбора наборов (по 14 модулей) амплитуд колебаний опор $|A_0|, |A_1| \dots |A_6|$ и $|B_0|, |B_1| \dots |B_6|$ теоретически бесконечно, что позволит уточнить результаты обработки экспериментальных данных для производства регулярного мониторинга сбалансированности роторов даже при штатном выключении двигателя установки.

Задача установки в ПК компенсирующих грузов, в силу своей простоты, в данной статье не рассматривается.

Описание задачи. Дисбалансы и экспериментально определенные амплитуды колебаний могут быть представлены в виде векторов (более удобный вид - комплексные числа, поэтому далее принимаем $i = \sqrt{-1}$), [1]

$$A_j = \text{Re}(A_j) + i \cdot \text{Im}(A_j) = |A_j| \cdot \exp(i \cdot \arg(A_j)) = |A_j| \cdot (\cos \alpha_j + i \cdot \sin \alpha_j)$$

$$B_j = \text{Re}(B_j) + i \cdot \text{Im}(B_j) = |B_j| \cdot \exp(i \cdot \arg(B_j)) = |B_j| \cdot (\cos \beta_j + i \cdot \sin \beta_j)$$

в МФИА, и в виде значений только одних амплитуд опор $|A_j|$ и $|B_j|$ в МА (индекс j соответствует номеру пуска). Углы расположения, соответственно номерам ПК или перечислению опор, векторов дисбалансов – φ_j и ψ_j ; или векторов амплитуд – α_j и β_j . Эти углы произвольны и связаны единой системой координат, удобной для балансировщика.

Условимся, что пуски с нечетными номерами ($j=1,3,5$) будут производиться с установкой пробных дисбалансов d_{Ij} в плоскости I , а пуски с четными номерами ($k=2,4,6$) – d_{IIk} в плоскости II , рис.1. Начальный пуск (индекс $j=0$) производится без установки пробных грузов и определяет исходные вибрации опор (исходный дисбаланс) балансируемого ротора.

В общем случае, вектор дисбаланса и вектор производимой этим дисбалансом амплитуды не лежат в одной плоскости. Считается, что вектор амплитуды несколько «запаздывает» относительно плоскости, проведенной через ось ротора и линию действия вектора дисбаланса. Принятая линейная постановка задачи балансировки должна позволять определить это «запаздывание», как постоянную величину для любого значения порождающего амплитуду дисбаланса, [2], а величина амплитуды остается при этом пропорциональной любой величине порождающего дисбаланса. Изложенное хорошо описывается с помощью комплексных чисел, определяющих слагаемое амплитуды, как произведение векторов (комплексных чисел) дисбаланса и так называемого динамического коэффициента влияния (ДКВ), [1,2]:

$$\text{начальный (нулевой) пуск} \quad \begin{cases} A_0 = k_{IA} d_{I0} + k_{IIA} d_{II0} \\ B_0 = k_{IB} d_{I0} + k_{IIB} d_{II0} \end{cases},$$

$$\text{первый пробный пуск} \quad \begin{cases} A_1 = k_{IA} (d_{I0} + d_{I1}) + k_{IIA} d_{II0} \\ B_1 = k_{IB} (d_{I0} + d_{I1}) + k_{IIB} d_{II0} \end{cases},$$

второй пробный пуск
$$\begin{cases} A_2 = k_{IA}d_{I0} + k_{IIA}(d_{II0} + d_{II2}) \\ B_2 = k_{IB}d_{I0} + k_{IIB}(d_{II0} + d_{II2}) \end{cases} \quad \text{и т. д.}$$

Индексы здесь принятых ДКВ означают: первый – *I* или *II* – в какой плоскости находится рассматриваемый дисбаланс; второй – *A* или *B* на какой опоре ротора измеряются колебания. Остальные индексы (арабские цифры) – соответствуют номерам пусков. ДКВ $k_{IA}, k_{IIA}, k_{IB}, k_{IIB}$ являются неизвестными (как и начальные дисбалансы d_{I0} и d_{II0}) и подлежат определению, как комплексные числа для последующего уменьшения пробных пусков при серийной балансировке методом фаз и амплитуд однотипных роторов, [2]. При Б2П за один пуск осуществляется одновременный замер параметров колебаний обоих опор ротора:

- МФиА, всего четыре параметра – два вектора колебаний;
- МА, два параметра – модули двух векторов колебаний.

Все дальнейшие выкладки в этой статье выполнены с помощью комплексных чисел. Комплексными являются также и элементы рассматриваемых матриц и векторов, если действительность их компонент специально не оговорена. Известные методы производства Б2П представлены в следующей таблице.

Таблица 1

Постановка задачи методов двухплоскостной балансировки

Количественные характеристики задачи	Метод	
	фаз и амплитуд	амплитуд
Замеряемые параметры колебаний опор ротора за один <i>j</i> -тый пуск	$A_j = A_j \cdot \exp(i \cdot \alpha_j)$ $B_j = B_j \cdot \exp(i \cdot \beta_j)$ $j=0,1,2$	$ A_j $ $ B_j $ $j=0,1,2 \dots 6$
Минимальное количество пробных пусков из каждой плоскости коррекции	1	3
Общее количество пусков (включая начальный $j=0$)	1+2·1=3	1+2·3=7
Количество экспериментально определенных величин, всего	6 комплексных чисел –	14 действительных чисел - модулей
	векторов амплитуд колебаний опор ротора	
Неизвестные, подлежащие определению	6 комплексных чисел	12 действительных чисел – компоненты 6 компл. чисел
Реально, метод позволяет определить только следующие компл. числа	$\begin{pmatrix} d_{I0} \\ d_{II0} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} k_{IA} & k_{IIA} \\ k_{IB} & k_{IIB} \end{pmatrix}$	$\begin{pmatrix} d_{I0} \\ d_{II0} \end{pmatrix} \begin{pmatrix} k_{IA}/k_{IIA} \\ k_{IB}/k_{IIB} \end{pmatrix}$

Полученное в табл.1 несоответствие для МА: превышение количества условий (уравнений) – 14 над количеством искоемых неизвестных -12, позволяет

сформулировать **цель работы**: установление обобщенных зависимостей решения задачи двухплоскостной балансировки методом амплитуд с минимальным количеством произведенных пробных пусков для упрощения процесса балансировки. При этом, **идея работы** будет заключаться в выделении двух упрощенных этапов алгоритма и общего корректирующего условия – не вырожденности обрабатываемых на каждом этапе матриц.

Новизна полученных результатов, будет представлена выгодно отличающимся построенным компактным и легко поддающимся программированию алгоритмом (с произвольными углами расположения пробных дисбалансов) от громоздких формул или графических векторных построений задачи Б2П с единственным и обязательным условием расстановки пробных дисбалансов $\varphi_j = \psi_k = 0, \pi/2, \pi$, [3, с.64-70].

Автоматизация разработанного алгоритма основывается на ранее полученной обобщенной формуле Б1П, [4] и возможности работы современных пакетов (например, MathCad) с матрицами, компоненты которых есть комплексные числа.

Задача Б2П заранее является общим случаем одноплоскостной задачи хотя бы в случаях совмещения плоскостей коррекции ротора или наличия начального дисбаланса только в одной плоскости. Для более детального, аналитического подтверждения начала последнего предложения рассмотрим обе задачи балансировки в МФиА, табл. 2.

Таблица 2

Аналитическое описание метода фаз и амплитуд

Комплексные числа		Балансировка	
		одноплоскостная	двухплоскостная
Исходные данные для расчета	Амплитуды	A_0, A_1	A_0, A_1, A_2 B_0, B_1, B_2
	Пробные дисбалансы	d_{11}	d_{11}, d_{12} d_{11}, d_{12}
Система уравнений, связывающая амплитуды, дисбалансы и ДКВ		$\begin{cases} A_0 = k_{IA} d_{10} \\ A_1 = k_{IA} (d_{10} + d_{11}) \end{cases}$	$\begin{cases} A_0 = k_{IA} \cdot d_{10} + k_{IIA} \cdot d_{110} \\ B_0 = k_{IB} \cdot d_{10} + k_{IIB} \cdot d_{110} \\ A_1 = k_{IA} \cdot (d_{10} + d_{11}) + k_{IIA} \cdot d_{110} \\ B_1 = k_{IB} \cdot (d_{10} + d_{11}) + k_{IIB} \cdot d_{110} \\ A_2 = k_{IA} \cdot d_{10} + k_{IIA} \cdot (d_{110} + d_{112}) \\ B_2 = k_{IB} \cdot d_{10} + k_{IIB} \cdot (d_{110} + d_{112}) \end{cases}$
Результаты расчета	Начальные дисбалансы	$d_{10} = d_{11} \frac{A_0}{A_1 - A_0}$	$\begin{pmatrix} d_{10} \\ d_{110} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} k_{IA} & k_{IIA} \\ k_{IB} & k_{IIB} \end{pmatrix}^{-1} \cdot \begin{pmatrix} A_0 \\ B_0 \end{pmatrix}$
	ДКВ	$k_{IA} = \frac{A_1 - A_0}{d_{11}}$	$\begin{pmatrix} k_{IA} & k_{IIA} \\ k_{IB} & k_{IIB} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \frac{A_1 - A_0}{d_{11}} & \frac{A_2 - A_0}{d_{112}} \\ \frac{B_1 - B_0}{d_{11}} & \frac{B_2 - B_0}{d_{112}} \end{pmatrix}$

Обращая матрицу ДКВ, состоящую из комплексных чисел, последняя ячейка (с серой подложкой) табл. 2, получим решение задачи Б2П МФиА

$$\begin{pmatrix} d_{I0} \cdot d_{II}^{-1} \\ d_{II0} \cdot d_{II}^{-1} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} A_1 - A_0 & A_2 - A_0 \\ B_1 - B_0 & B_2 - B_0 \end{pmatrix}^{-1} \cdot \begin{pmatrix} A_0 \\ B_0 \end{pmatrix}$$

Из этих формул и табл. 2 видно, что сведение двухплоскостной задачи к одноплоскостной возможно в следующих случаях отсутствия:

- начального дисбаланса в одной из ПК, например во второй (II) - $d_{II0}=0$;
- влияния на формирование колебаний опоры A из второй (II) плоскости, т.е. при нулевых ДКВ - $k_{IIA}=k_{IIB}=0$;
- замеров фаз и амплитуд, например опоры B , т.е. именно эта опора в задаче не рассматривается, рис. 2.

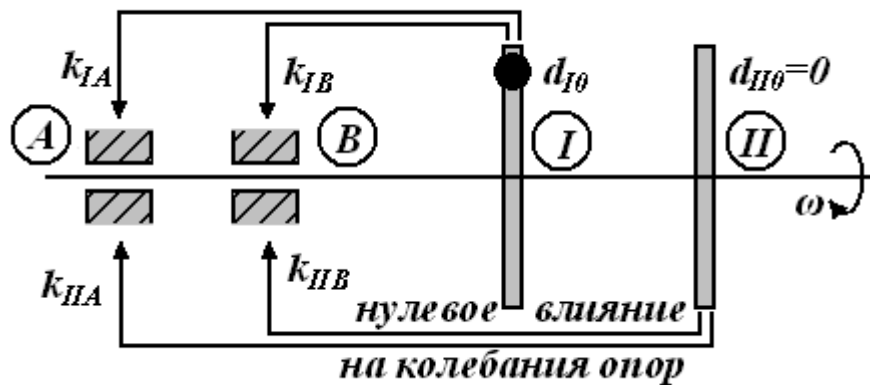


Рис. 2. Сведение задачи двухплоскостной балансировки к одноплоскостной (опора B при этом не рассматривается)

Определим возможность и последствия переноса начального дисбаланса из одной ПК в другую. Получаемый при этом суммарный дисбаланс будем называть приведенным, его индексы имеют тот же смысл, что и у ДКВ: первый индекс означает в какой ПК расположен дисбаланс; второй – на какой опоре определяется его влияние, рис. 3.

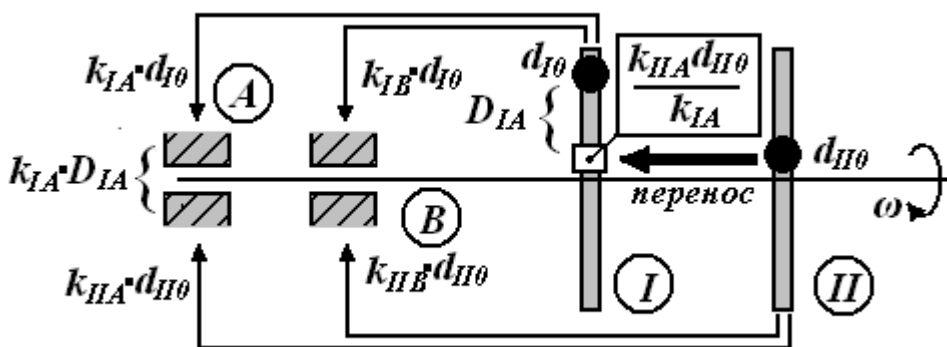


Рис. 3. Определение приведенного дисбаланса D_{IA}

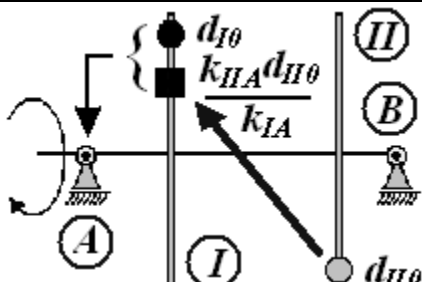
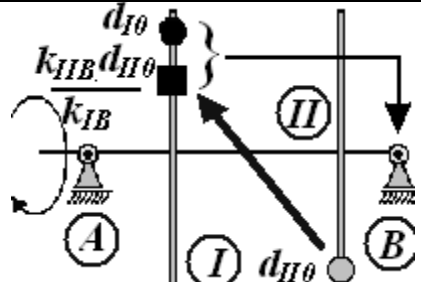
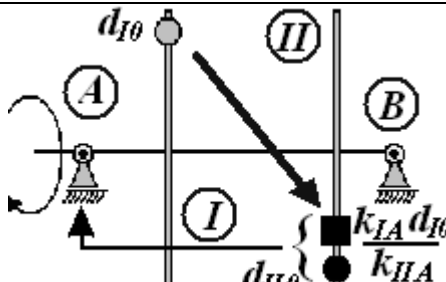
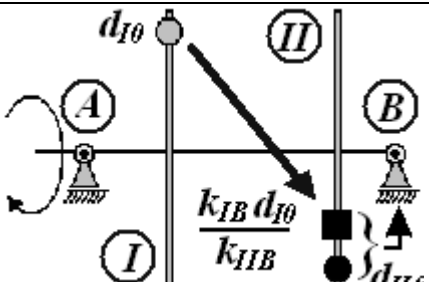
Действие приведенного дисбаланса (формирование колебаний указанной в его индексе опоры) должно быть таким же, как и от действия обоих начальных дисбалансов. Формально выделив множители для начальной амплитуды, получим рис. 3.

$$A_0 = k_{IA} \cdot d_{I0} + k_{IIA} \cdot d_{II0} = k_{IA} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IA}} d_{II0} \right) = k_{IA} D_{IA},$$

величину приведенного дисбаланса, указанного в скобках последней формулы. Аналогичные действия с остальными ПК и опорами представлены в табл.3.

Таблица 3

Определение приведенных дисбалансов

Из плоскости		«Начальная» амплитуда опоры и суммарный «начальный» дисбаланс, действующий на опору	
		A	B
I	№ пронных пусков: 1; 3; 5.	$A_0 = k_{IA} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IA}} d_{II0} \right) = k_{IA} D_{IA}$	$B_0 = k_{IB} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIB}}{k_{IB}} d_{II0} \right) = k_{IB} D_{IB}$
		$D_{IA} = d_{I0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IA}} d_{II0}$	$D_{IB} = d_{I0} + \frac{k_{IIB}}{k_{IB}} d_{II0}$
			
II	№ пронных пусков: 2; 4; 6.	$A_0 = k_{IIA} \left(d_{II0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IIA}} d_{I0} \right) = k_{IIA} D_{IIA}$	$B_0 = k_{IIB} \left(d_{II0} + \frac{k_{IIB}}{k_{IIB}} d_{I0} \right) = k_{IIB} D_{IIB}$
		$D_{IIA} = d_{II0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IIA}} d_{I0}$	$D_{IIB} = d_{II0} + \frac{k_{IIB}}{k_{IIB}} d_{I0}$
			

Как видно из табл. 3, получаем четыре задачи Б1П для нахождения приведенных дисбалансов D_{IA} , D_{IIA} , D_{IB} , D_{IIB} . На этом заканчивается первый этап представляемого алгоритма.

Приведем полученный ранее алгоритм решения задачи БП МА для трех пробных пусков [4]. Если в комплексном уравнении для d_{10} МФИА, табл. 2, приравнять действительные и мнимые части, затем ввести безразмерную амплитуду – действительное число $\lambda_j = |A_j|/|A_0|$, то получим систему трех линейных алгебраических уравнений соответствующую трем пускам,

$$\left(|d_{10}| \cdot \lambda_j \right)^2 = |d_{10}|^2 + |d_{1j}|^2 + 2|d_{10}| \cdot |d_{1j}| \cos(\arg(d_{1j}) - \arg(d_{10}))$$

Решение системы в матричной форме имеет вид

$$\begin{pmatrix} |d_{10}|^2 \\ |d_{10}| \cos(\arg(d_{10})) = \operatorname{Re}(d_{10}) \\ |d_{10}| \sin(\arg(d_{10})) = \operatorname{Im}(d_{10}) \end{pmatrix} = \frac{-1}{2} \begin{pmatrix} \frac{1-\lambda_1^2}{2} & \operatorname{Re}(d_{11}) & \operatorname{Im}(d_{11}) \\ \frac{1-\lambda_2^2}{2} & \operatorname{Re}(d_{12}) & \operatorname{Im}(d_{12}) \\ \frac{1-\lambda_3^2}{2} & \operatorname{Re}(d_{13}) & \operatorname{Im}(d_{13}) \end{pmatrix}^{-1} \cdot \begin{pmatrix} |d_{11}|^2 \\ |d_{12}|^2 \\ |d_{13}|^2 \end{pmatrix}.$$

Это однозначное решение задачи БП методом трех пробных пусков, но при условии не вырожденности обращаемой матрицы с действительными компонентами. Теперь, остается подставить соответствующие индексы опор, ПК и выбрать из полученных решений действительные и мнимые части приведенных дисбалансов D_{MN} .

$$\begin{pmatrix} |D_{MN}|^2 \\ \operatorname{Re}(D_{MN}) \\ \operatorname{Im}(D_{MN}) \end{pmatrix} = - \begin{pmatrix} 1 - \left(\frac{N_{n1}}{N_0} \right)^2 & 2 \operatorname{Re}(d_{Mn1}) & 2 \operatorname{Im}(d_{Mn1}) \\ 1 - \left(\frac{N_{n2}}{N_0} \right)^2 & 2 \operatorname{Re}(d_{Mn2}) & 2 \operatorname{Im}(d_{Mn2}) \\ 1 - \left(\frac{N_{n3}}{N_0} \right)^2 & 2 \operatorname{Re}(d_{Mn3}) & 2 \operatorname{Im}(d_{Mn3}) \end{pmatrix}^{-1} \cdot \begin{pmatrix} |d_{Mn1}|^2 \\ |d_{Mn2}|^2 \\ |d_{Mn3}|^2 \end{pmatrix} \quad (1)$$

$$M = I, II \quad N = A, B$$

где

$$(n1 \quad n2 \quad n3) = \begin{cases} (1 \quad 3 \quad 5), & \text{if } M = I \\ (2 \quad 4 \quad 6), & \text{if } M = II \end{cases}$$

Фактическое определение только трех неизвестных $|D_{IA}|^2$, $\operatorname{Re}(D_{IA})$, $\operatorname{Im}(D_{IA})$ по четырем начальным условиям $|A_0|$, $|A_1|$, $|A_2|$, $|A_3|$ вызвано необходимостью проведения сравнения действий каждого пробного дисбаланса с начальным. Таким образом, при решении каждой задачи БП «теряется» нахождение одного неизвестного, здесь – модуля ДКВ.

Второй этап алгоритма заключается в определении начальных дисбалансов по уже найденным приведенным. Имеем четыре комплексных уравнения (ячейки с серой подложкой, табл. 2,3) относительно четырех комплексных неизвестных d_{10} , d_{110} , k_{IA}/k_{IIA} , k_{IB}/k_{IIB} . Решение в матричной форме

$$\begin{pmatrix} d_{I0} \\ d_{II0} \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \frac{1}{D_{IA}} & \frac{1}{D_{IIA}} \\ \frac{1}{D_{IB}} & \frac{1}{D_{IIB}} \end{pmatrix}^{-1} \cdot \begin{pmatrix} 1 + i \cdot 0 \\ 1 + i \cdot 0 \end{pmatrix}, \quad (2)$$

Для оставшихся двух неизвестных, отношений ДКВ, получаем

$$\frac{k_{IA}}{k_{IIA}} = \frac{D_{IIA} - d_{II0}}{d_{I0}} = \frac{D_{IIA}}{D_{IA}} \quad \text{и} \quad \frac{k_{IB}}{k_{IIB}} = \frac{D_{IIB} - d_{II0}}{d_{I0}} = \frac{D_{IIB}}{D_{IB}}.$$

Из чего следует, что при решении задачи балансировки МА (как одноплоскостной, [3], так и двухплоскостной) с минимальным количеством пробных пучков не представляется возможным определить непосредственные значения ДКВ. Для более детального исследования вопроса нахождения ДКВ в Б2П рассмотрим оставшиеся четыре векторных уравнения, определяющих влияние рассмотренных выше приведенных дисбалансов на опоры, противоположные указанным в табл. 3. Аналитические выкладки сведем в табл. 4, где проведенные четыре сравнения амплитуд опор A_0 с A_0' ... B_0 с B_0'' дают одно и то же соотношение для ДКВ (ячейки с серой подложкой табл. 4), которое будет иметь место только в специальных случаях, например:

Таблица 4

Кососимметричное сравнение векторов амплитуд

Из плоскости		«Начальные» амплитуды опор от действия приведенного дисбаланса	
		А	В
I	№ проных пучков: 1; 3; 5	$A_0 = k_{IA} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IA}} d_{II0} \right) = k_{IA} D_{IA}$	$B_0 = k_{IB} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIB}}{k_{IB}} d_{II0} \right) = k_{IB} D_{IB}$
		$B_0' = k_{IB} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIA}}{k_{IA}} d_{II0} \right)$	$A_0' = k_{IA} \left(d_{I0} + \frac{k_{IIB}}{k_{IB}} d_{II0} \right)$
Соотношение ДКВ		$\frac{k_{IIA}}{k_{IA}} = \frac{k_{IIB}}{k_{IB}}$	
II	№ проных пучков: 2; 4; 6	$A_0 = k_{IIA} \left(d_{II0} + \frac{k_{IA}}{k_{IIA}} d_{I0} \right) = k_{IIA} D_{IIA}$	$B_0 = k_{IIB} \left(d_{II0} + \frac{k_{IB}}{k_{IIB}} d_{I0} \right) = k_{IIB} D_{IIB}$
		$B_0'' = k_{IIB} \left(d_{II0} + \frac{k_{IA}}{k_{IIA}} d_{I0} \right)$	$A_0'' = k_{IIA} \left(d_{II0} + \frac{k_{IB}}{k_{IIB}} d_{I0} \right)$
Соотношение ДКВ		$\frac{k_{IA}}{k_{IIA}} = \frac{k_{IB}}{k_{IIB}}$	

- все ДКВ можно считать равными между собой, т.е. разницей влияния формирования колебаний от действия дисбалансов из различных ПК на различные опоры можно пренебречь;

- балансируемый ротор идеален и абсолютно симметричен.

Рассмотрение подобных специфических случаев необходимо для полной и всесторонней проверки алгоритма, выходит за рамки данной работы. Так же, вопрос определения значений ДКВ в МА остается пока открытым.

Применяемый в разрабатываемом алгоритме аппарат линейной алгебры предъявляет единственное требование – не вырожденность обращаемых пяти, формулы (1, 2), матриц. Легко показать, что условие вырожденности матрицы с комплексными компонентами из (2) дает соотношение для ДКВ, отмеченное в серых ячейках табл. 4, или указанные выше специфические случаи равенства ДКВ. В виду отсутствия других выявленных условий, в алгоритм специально вносится проверка не вырожденности указанных пяти обращаемых матриц.

Проверка работы предлагаемого алгоритма Б2П проводилась на традиционных тестовых примерах, включающих статическую, моментную и смешанную начальную несбалансированность ротора при произвольных параметрах пробных дисбалансов.

Проведенные расчеты показали вполне удовлетворительную работу алгоритма в общих (полной) и частных (неполной) случаях неуравновешенности ротора. Более детальная тестовая проверка алгоритма объемна и должна быть рассмотрена отдельно.

Выводы:

1. Разработан обобщенный алгоритм решения задачи Б2П МАс двумя этапами расчета:

- решение четырех однотипных задач Б1П для определения четырех приведенных дисбалансов;

- определение начальной неуравновешенности ротора при помощи матриц с комплексными компонентами (аналогично МФиА).

2. Показано решение Б1П, как частного случая двухплоскостной задачи.

3. Определены условия корректности получения решения задачи балансировки – не вырожденность пяти обращаемых матриц.

4. При решении задач Б1П или Б2П МА не представляется возможным определить значения комплексных ДКВ.

5. Показаны условия нахождения и физический смысл приведенных дисбалансов первого этапа алгоритма.

Список литературы

1. М.Е. Левит, В.М. Рыженков Балансировка деталей и узлов. М.: Машиностроение, 1986.-248 с.
2. Гольдин А.С. Вибрация роторных машин. М.: Машиностроение, 2000.- 344 с.
3. Штейнвольф Л.И. Динамические расчеты машин и механизмов. М.: Машгиз, 1961 – 240с.
4. Трубицин М.Н., Таран И.А. Геометрическая интерпретация корректности решения задачи одноплоскостной балансировки методом амплитуд /Научовий журнал Вісник СУНУ ім. В. Даля, № 15(204), ч. 2, 2013, С. 141-146.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 26.09.2014*

ОЦІНКА ВПЛИВУ ЗАСТОСУВАННЯ МАГНІТОРЕЙКОВОГО ДОВАНТАЖУВАЧА НА БЕЗПЕКУ РУХУ ШАХТНОГО ПОТЯГА

На основе результатов математического моделирования процесса торможения шахтного поезда проведена количественная оценка влияния использования магниторельсового догрузителя на величину тормозного пути как основного показателя безопасности движения.

На основі результатів математичного моделювання процесу гальмування шахтного потяга проведена кількісна оцінка впливу використання магніторейкового довантажувача на величину гальмівного шляху як основного показника безпеки руху.

Based on the results of mathematical modeling of the mine train braking quantified impact of the use of a magnetic rail device to increase the load on the axle of the locomotive on the magnitude of the braking distance as the main indicator of safety.

На цей час основним засобом транспортування вантажів і людей по горизонтальних виробках є рейковий локомотивний транспорт. Основним резервом підвищення продуктивності підземного транспорту є збільшення швидкості руху та вагової норми потяга, що обмежується можливостями традиційних гальмівних засобів локомотива, який в даний час є єдиною гальмівною одиницею шахтного поїзда.

Згідно з діючими нормативними документами, основним показником безпеки руху є гальмівний шлях поїзда – 40 м для вантажних і 20 м для людських потягів, причому вказані значення повинні бути забезпечені в будь-яких умовах експлуатації. Колодково-колісні гальмівні системи, що використовуються локомотивах, реалізують обмежену за умовами зчеплення гальмівну силу в точках контакту колеса з рейкою і не гарантують безпечну зупинку потяга на регламентованому гальмівному шляху. Це пояснюється тим, що при накладенні на гальмівну колодку гальмівного натискання, величина якого більше деякого граничного для даних умов значення, відбувається зрив зчеплення і блокування колеса [1]. Величина граничного для даних умов гальмівного натискання визначається низкою чинників, серед яких найбільш значущими є вертикальне навантаження на колесо і стан рейкової колії (характер і ступінь забрудненості, знос доріжок катання і т.д.). Способи управління параметрами зчеплення колеса з рейкою, наприклад, підсипання піску, на практиці виявляються недостатньо ефективними, тому завдання підвищення безпеки локомотивної відкатки за рахунок забезпечення без'юзового режиму руху зводиться до розробки способу збільшення вертикального навантаження на колесо, що дозволить прикладати до колеса максимально можливий гальмівний момент без ризику зриву зчеплення колеса з рейкою.

Одним із способів збільшення вертикального навантаження на колесо є застосування магніторейкових довантажувачів, характерною відмінністю яких від аналогічних за конструкцією рейкових магнітних гальм є можливість передачі на осі локомотива частини сили магнітного тяжіння. Працездатність даного технічного рішення підтверджена результатами лабораторних випробувань

[2], однак питання кількісної оцінки впливу довантажувачів на показники безпеки руху шахтних поїздів, в першу чергу, на гальмівний шлях, в даний час недостатньо вивчений.

Мета роботи – кількісна оцінка впливу використання магніторейкових довантажувачів на величину гальмівного шляху шахтного потяга як основного показника безпеки руху.

Як відомо, гальмівна сила, що реалізується колодковим-колісним гальмом в точці контакті колеса з рейкою, дорівнює силі тертя колодки і визначається за формулою [3]

$$F_{11} = K_{11}\varphi,$$

де K_{11} – гальмівне натискання на колодку; φ – коефіцієнт тертя колодки.

Максимальна гальмівна сила на колесі шахтного локомотива за умовою забезпечення зчеплення обмежується значенням, величина якого пропорційна реакції рейки під колесом

$$F_{11max} = N_{11}\psi,$$

де N_{11} – реакція рейки під колесом; N_{11} – коефіцієнт зчеплення колеса з рейкою.

Отже, умову працездатності колісно-колодкового гальма можна представити у вигляді

$$K_{11}\varphi \leq N_{11}\psi,$$

а максимальне значення зусилля натискання на колодку може бути визначено зі співвідношення

$$K_{max} = \frac{N_{11}\psi}{\varphi}.$$

При блокуванні колеса гальмівна сила визначатиметься з виразу

$$F_{11} = N_{11}f_{ск},$$

де $f_{ск}$ – коефіцієнт тертя ковзання колеса по рейці.

Фізична природа ефекту довантаження полягає в тому, що зрив зчеплення в цьому випадку відбудеться при більшій величині гальмівного натискання, ніж при гальмуванні без довантаження, оскільки реакція рейки під колесом визначатиметься сумарним навантаженням від дії зчіпного ваги локомотива, що припадає на колесо, і дії сили довантаження:

$$K_{max}^{\partial} = \frac{N_{11}^{\partial}\psi}{\varphi} = \frac{(P_{сц} + N_{\partial})\psi}{\varphi},$$

де N_{∂} – сила довантаження.

Сила довантаження колеса при зміні кута нахилу тяг змінюється за наступним законом

$$N_{11}^{\partial} = P_m \left(\frac{ctg\alpha f_{\partial}}{1 + ctg\alpha f_{\partial}} \right),$$

де P_m – сила магнітного тяжіння магніторейкового довантажувача до рейки; α – кут нахилу тяг довантажувача; f_{∂} – коефіцієнт тертя полозів довантажувача по рейці.

Для проведення кількісної оцінки впливу використання магніторейкового довантажувача на гальмівний шлях була використана розроблена автором під керівництвом проф. В.В. Проціва математична модель процесу гальмування шахтного потяга [4], розв'язання проведено за допомогою файлу *3DKP.nb* програмного комплексу Wolfram Mathematica 8. Умови моделювання наступні: тип електровоза АРВ10ГЕ, маса поїзда 58 т, ухил шляху 35 ‰, початкова швидкість гальмування 2 м/с, стан рейок – покриті брудом. Методика моделювання передбачає розрахунок основних параметрів процесу гальмування при зміні величини гальмівного натискання на колодку колісно-колодкового гальма. Зрив зчеплення визначався за величиною відносного ковзання колеса, зупинка поїзда фіксувалася при швидкості, рівній нулю. В результаті отримано графіки, що відображають зміну параметрів процесу гальмування шахтного потяга при використанні колісно-колодкового гальма і магніторейкового довантажувача (рис. 1, 2).

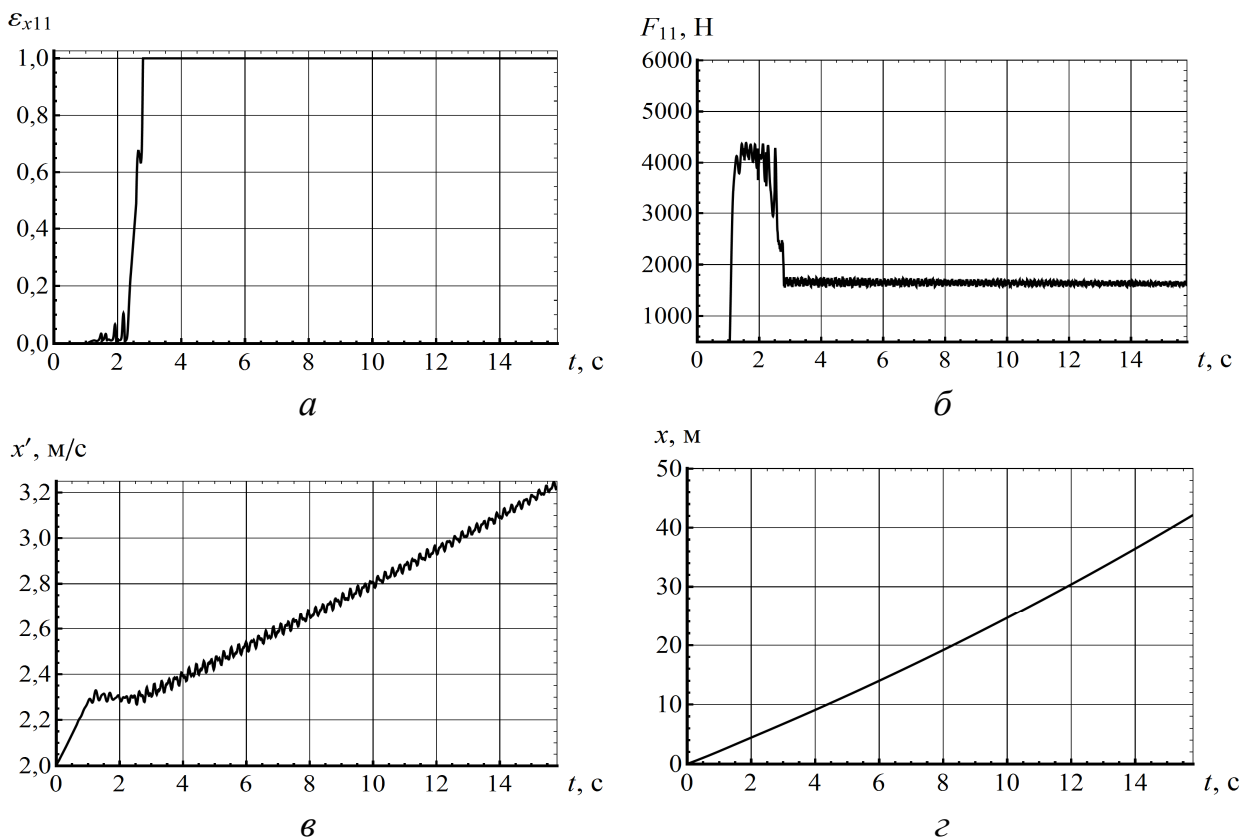


Рис. 1. Зміна параметрів процесу гальмування при використанні колісно-колодкового гальма:

- | | |
|---------------------------------|----------------------------------|
| a – відносне ковзання колеса; | v – швидкість локомотива; |
| b – гальмівна сила на колесі; | z – гальмівний шлях локомотива |

При гальмуванні локомотива АРВ10ГЕ колісно-колодковим гальмом зрив зчеплення, який визначається за величиною відносного ковзання колеса, рівно-

го одиниці (рис. 1, *а*), зафіксований при величині гальмівного моменту $M_{s11} = 1,147$ кН·м, який створюється натисканням на гальмівну колодку із зусиллям $K_{11} = 14,15$ кН. Гальмівна сила на колесі зростає протягом 2 с до максимального значення $F_{11}^{\max} = 4,45$ кН; блокування колеса призводить до різкого зниження гальмівної сили до значення 1,64 кН (рис. 1, *б*). Внаслідок зниження гальмівної сили локомотив починає рухатися з прискоренням (рис. 1, *в*), а гальмівний шлях в підсумку істотно перевищує нормоване значення 40 м (рис. 1, *г*).

При включенні магніторейкового довантажувача на колесо передається додаткове навантаження $N_{\partial} = 2$ кН (кут нахилу тяг дорівнює 15°), що призводить до збільшення вертикальної реакції під колесом. До колодки прикладається той же гальмівний момент, що і в попередньому випадку, однак це не викликає блокування коліс, оскільки відносне ковзання колеса склало 0,008 (рис. 2, *а*). Гальмівна сила на колесі за весь період гальмування залишилася постійною, що дозволило зупинити поїзд на гальмівному шляху 30 м (рис. 2, *г*).

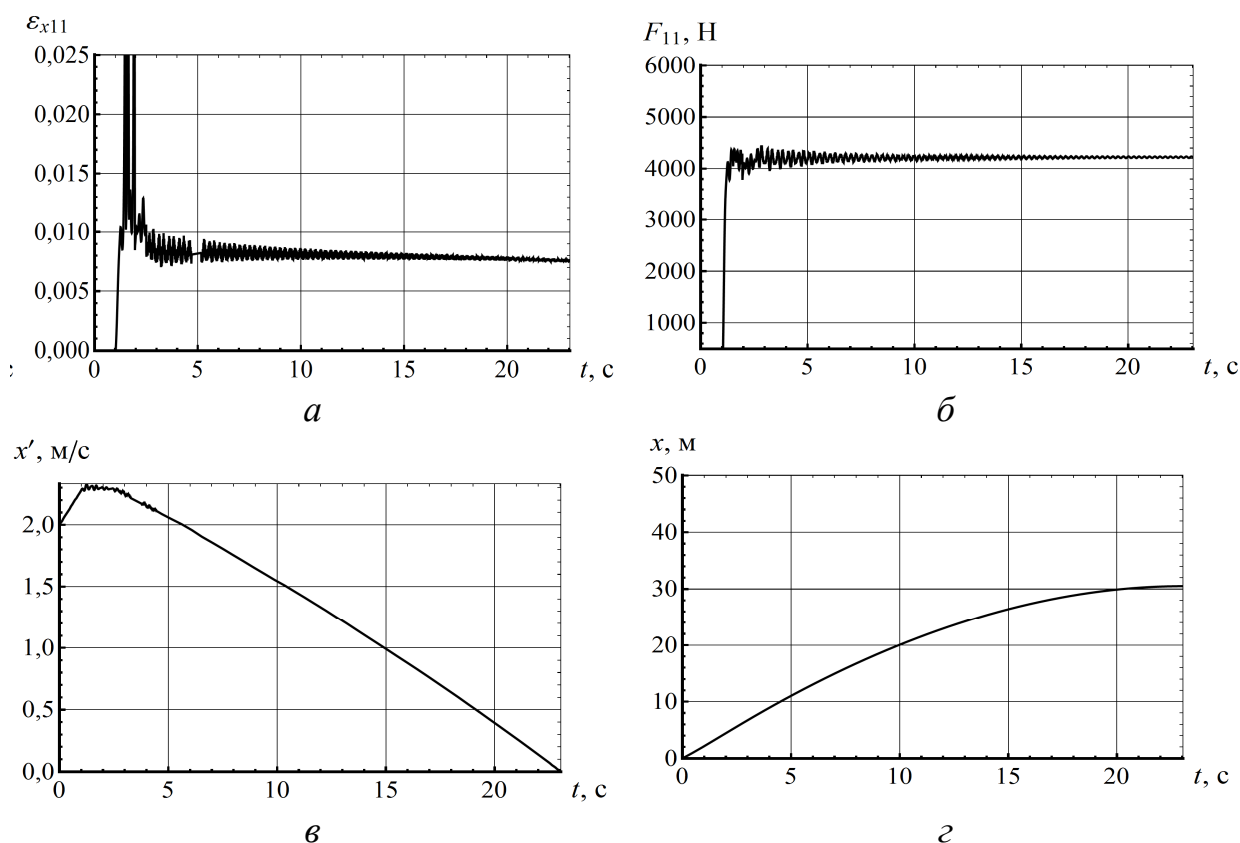


Рис. 2. Зміна параметрів процесу гальмування при спільному використанні колісно-колоdkового гальма і магніторейкового довантажувача:

а – відносне ковзання колеса;

в – швидкість локомотива;

б – гальмівна сила на колесі;

г – гальмівний шлях локомотива

Для кількісної оцінки впливу застосування магніторейкового довантажувача на гальмівний шлях проведено моделювання процесу гальмування для попередніх умов, під час якого змінювалась початкова швидкість гальмування в діапазоні від 0,5 до 3,5 м/с з кроком 0,5 м/с. У результаті визнача-

лася довжина гальмівного шляху, що дозволило побудувати графік залежності даного показника від початкової швидкості гальмування (рис. 3).

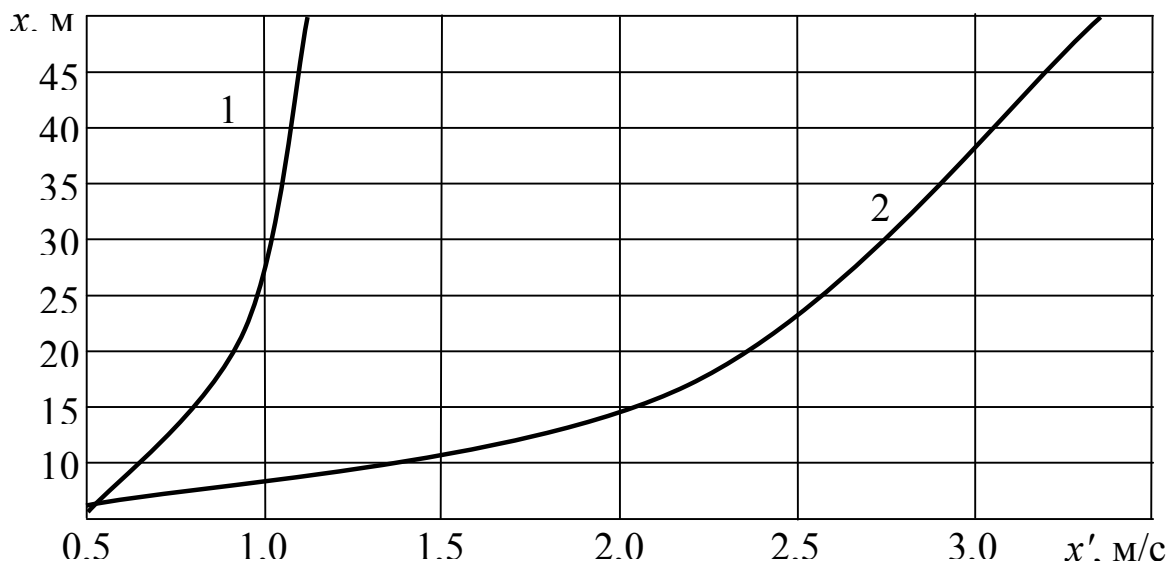


Рис. 3. Графік залежності гальмівного шляху локомотива від початкової швидкості гальмування: 1 – при використанні колодково-колiсного гальма; 2 – при спiльному використанні колодково-колiсного гальма і довантажувача

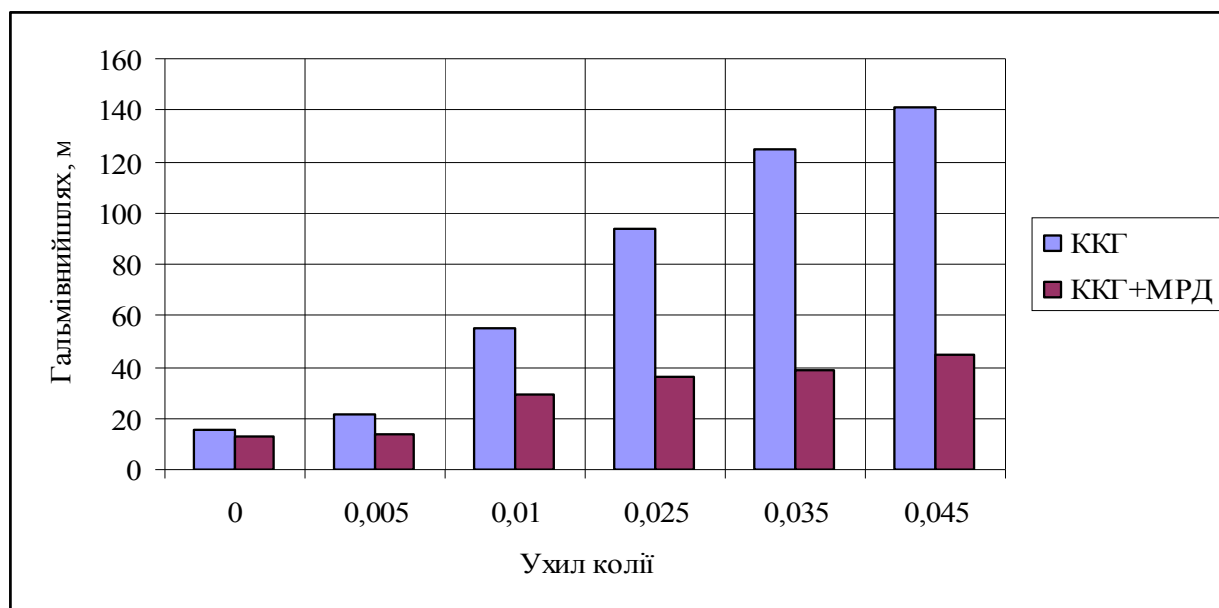


Рис. 4. Порiвняння гальмiвного шляху шахтного потяга при використаннi колодково-колiсним гальмом (ККГ) та при спiльному використаннi колодково-колiсного гальма і магнiторейкового довантажувача (ККГ+МРД)

Аналіз отриманих результатiв показав, що спiльне використання колодково-колiсного гальма і магнiторейкового довантажувача дозволяє суттєво збiльшити безпечну за умовою гальмування швидкiсть руху в 2,2 рази. Порiвняння результатiв розрахунку гальмiвного шляху свiдчить, що при викорис-

танні колісно-колодкового гальма зупинка поїзда на нормованому гальмівному шляху не гарантована навіть при швидкості руху 1,2 м/с (4,3 км/год), у той час як використання довантажувача дозволяє розвивати безпечну швидкість до 3,1 м/с (11,2 км / год).

Порівняння результатів моделювання з даними, що отримані при випробуваннях електровоза АРВ10ГЕ в умовах шахти «Самарська» ДТЕК [5], свідчить про те, що ефективність використання магніторейкових довантажувачів збільшується при збільшенні ухилу рейкової колії, оскільки зменшення гальмівного шляху у порівнянні з режимом гальмування штатними гальмівними пристроями на ділянці з ухилом 0,005 становить 7 %, а на ділянці з ухилом 0,045–212 %.

Істотне (більш ніж 15 %) зменшення гальмівного шляху спостерігається при ухилі рейкової колії 0,013, а при ухилі 0,021 скорочення складає біля 70 %. При подальшому збільшенні ухилу спостерігається стрімкий ріст гальмівного шляху, а у випадку блокування коліс локомотив може почати неконтрольований рух з прискоренням, тому різниця між показниками ефективності гальмування може сягати декількох разів.

Висновки. В результаті проведених дослідження процесу гальмування шахтного потяга встановлено, що використання для службового гальмування колодково-колісного гальма не може гарантувати зупинку потяга на нормованому гальмівному шляху навіть при малій швидкості руху, у той час як використання довантаження коліс дозволяє поїзду розвивати безпечну швидкість 11,2 км/год. Також встановлено, що ефективність використання магніторейкових довантажувачів збільшується при збільшенні ухилу колії, а раціональною областю використання довантажувачів можна вважати виробки з ухилом рейкової колії від 20 до 50 %.

Список літератури

1. Буато М. Современные противоюзные устройства / М. Буато // Железные дороги мира. – М., 1987. – № 4. – С. 15 – 22.
2. Салов В. А. Повышение тяговой и тормозной способности шахтного подвижного состава с помощью магнитных устройств / В. А. Салов // Известия вузов: Горный журнал. – 1990. – № 2. – С. 77 – 80.
3. Иноземцев В. Г. Тормоза железнодорожного подвижного состава / В. Г. Иноземцев. – М.: Транспорт, 1979. – 424 с.
4. Проців В. В. Переваги магніторейкового довантажувача над рейковим гальмом у шахтному локомотиві / В. В. Проців, О. В. Новицький, А. І. Самойлов // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2012. – № 4. – С. 79 – 84.
5. Процив В. В. Моделирование торможения шахтного поезда на заданном участке пути: монография / В. В. Процив. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 208 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 16.09.2014*

DYNAMICS OF LOESS MASS DEFORMATIONS DUE TO TECHNOGENIC LOAD

По результатам анализа энергетических и фильтрационных свойств техногенно нагруженного лессового массива определен интервал глубин, и геологические слои, характеризующиеся наиболее интенсивным развитием деформационных и суффозионных процессов. Приведенная методика оценки устойчивости массива, позволяет прогнозировать поведение склона с учетом нарушения его сплошности, произошедшего вследствие суффозионных процессов. Дана количественная оценка момента перехода массива в неустойчивое состояние, а также связь фильтрационных процессов с формированием оползней течения.

За результатами аналізу енергетичних і фільтраційних властивостей техногенно навантаженого льосового масиву визначені інтервал глибин та геологічні шари, що характеризуються найбільш інтенсивним розвитком деформаційних та суфозійних процесів. Наведена методика оцінки стійкості масиву дозволяє прогнозувати поведінку схилу з врахуванням порушення його цілісності внаслідок суфозійних процесів. Наведена кількісна оцінка моменту переходу масиву в нестійкий стан, а також зв'язок фільтраційних процесів з формуванням зсувів течії.

Analysis of energetic and filtration properties of loess with technogenic loads helps determine depth interval and geological layers characterized by maximum development of deformation processes and suffusion ones. Mass stability evaluation technique shown in the paper helps predict a slope behaviour involving its discontinuity as a result of suffusion processes. Moment of a mass transition into unstable condition is estimated quantitatively as well dependence of filtration processes on stream landslides formation.

Introduction. Today technogenic load of soils activates processes factoring into instability of buildings and structures. Right-bank area of Dnipropetrovsk is mainly located within underflooded loess. Their behaviour forecast is especially important in the process of construction of buildings and monitoring of the constructed ones [1]. Papers [2, 3] study innovative approach to the mechanisms of loess slopes behaviour as well as determine spatial regularities of changes of filtration and stability properties of soils in time with the help of triaxial compression. The results allow formulating the idea of quantitative character of hydrodynamic mode and its change if landslides occur. Moreover definite dependences of loess filtration parameters on deformations within various parts of landslide body were determined [3]. However, there is no generalized notion of the dynamics of mass deformations in terms of a real object.

Statements of the research. It is possible to forecast efficiently loess behaviour with the help of previously determined filtration dependences in loess as well as simulation of the processes of soil structure transformation into absolutely new one with the changes in geomechanical parameters. Thus, the research aim is to estimate deformations in loess in terms of slope mass with technogenic load as well as qualitative characteristics of the mass transformation into unstable one.

Material and the research results. Housing complex (h/c) to be simulated is within right-bank terraced slope of the Dnieper river-valley. It involves two residential section (eleven-storey and fifteen-storey) and parking. Its foundation down to 43.0 m depth is a complex of interlayer loess sandy loams and loam soils being bot-

tomed by sandstones and rocky material. Thickness of subsiding soils is more than 31 m. Underground waters are represented as water-table aquifer lying at the depth of 31.4-32.0 m. Technogenic level is available fill-up ground at the depth of 5.1 m.

Municipal and accidental release from water-supplying communications violates humidity condition of aeration area. As a result, physical properties of soils, elasticity, and rigidity experience sharp changes.

Inverse problem was solving to form compete retrospective dynamics as for development of a mass watering phases and qualitative evaluation of their formation basic factors. To do that, numerical model of soil mass has been developed; the model is finite and element approximation of considered area of housing complex built-up area composed according to experimental results.

The model dimensions depend upon minimization of its contours effect on simulated area stress and strain state covering territory of 80 m where thickness of earth cover is 42 m. Network of triangular elements divides the cover according to the mass geological and lithological structure in a line of cross-sectional axis where maximum deformations of constructions is registered. Spatial certainty of modeled area was provided with zero relocations setting within the model side boundaries as well as along its floor edge corresponding to sand base. Records inform that residential sections are erected on 20 to 27 m friction piles with enlarged base. Monolithic substructure which load is equivalent to pile footing effect has been set in the model. Force interaction among the model elements was provided with gravity resulting from weight of earth cover and structures.

Generically, numerical model is represented by geotechnical elements (GTE) of nine types including zones of technogenic watering (Fig. 1).

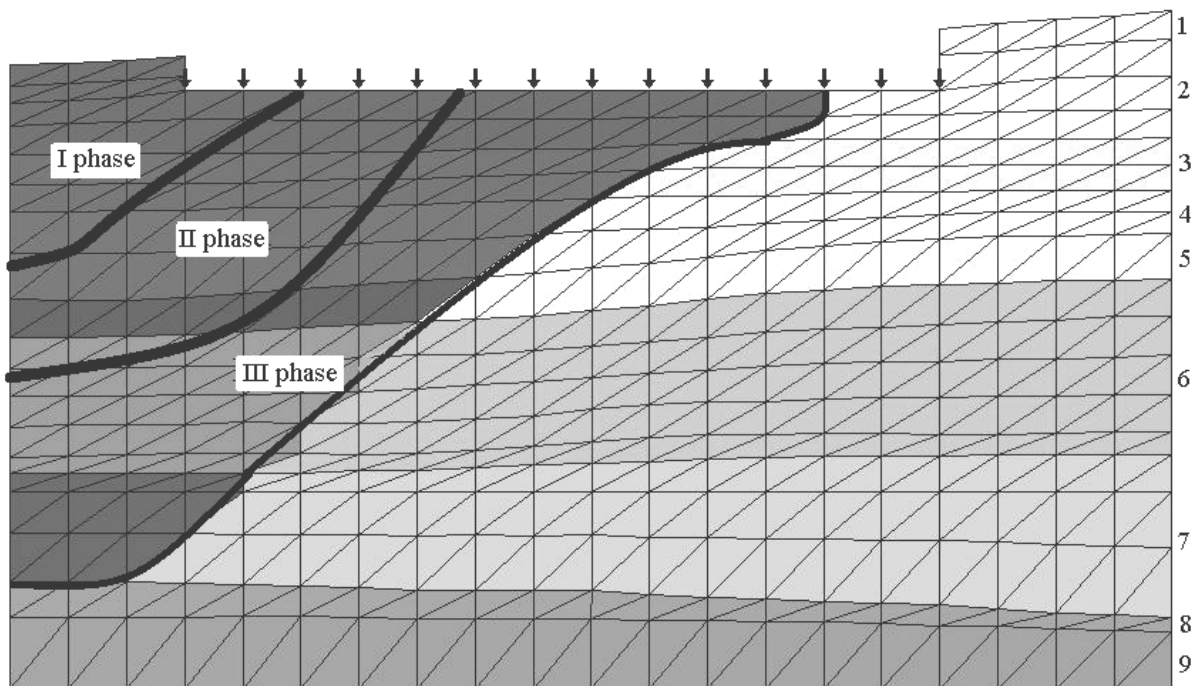


Fig. 1. Geologic profile in finite and element implementation with technogenic watering phases (I-III are phases of loess watering): 1- fill-up grounds; 2 – 7 - Upper-Quaternary deposits of loess association; 8, 9 - Lower- Quaternary alluvial quartz sands

It is reasonable to divide technogenic watering of loess into three phases. Fig. 1 demonstrates terminal positions of soil watering phases depending upon during intensive water loss in the period which came before water pipelines replacement.

Soil mass stability was evaluated according to a character of plastic deformation zones development.

Analysis of rock mass stress and strain state in the line of landslide dangerous shows that flooded soils at the bottom of loess mass are in plastic flow (beds 4 to 7). Shear deformation development is mostly typical within a zone of basic watering as well as its front boundaries. Development of faulting at the edge of skyline corresponds to rupture formation. Activation of buildings settlement is registered in the process of simultaneous frontal and subvertical technogenic watering of loess.

Water-saturated ground hardening occurring after water pipelines replacement fundamentally improves a picture; however, landslide deformations continue within settlements formed.

To analyze spatial and time changes in loess mass characteristics, settlement acceleration curves were constructed according to wall marks and registration marks (Figs. 2 and 3) as dynamics of registration marks settlement directly depends on a mass watering mode. Acceleration was involved to evaluate effect of changes in temperature conditions and moisture conditions (as a rule, settlement values and settlement rates are evaluated).

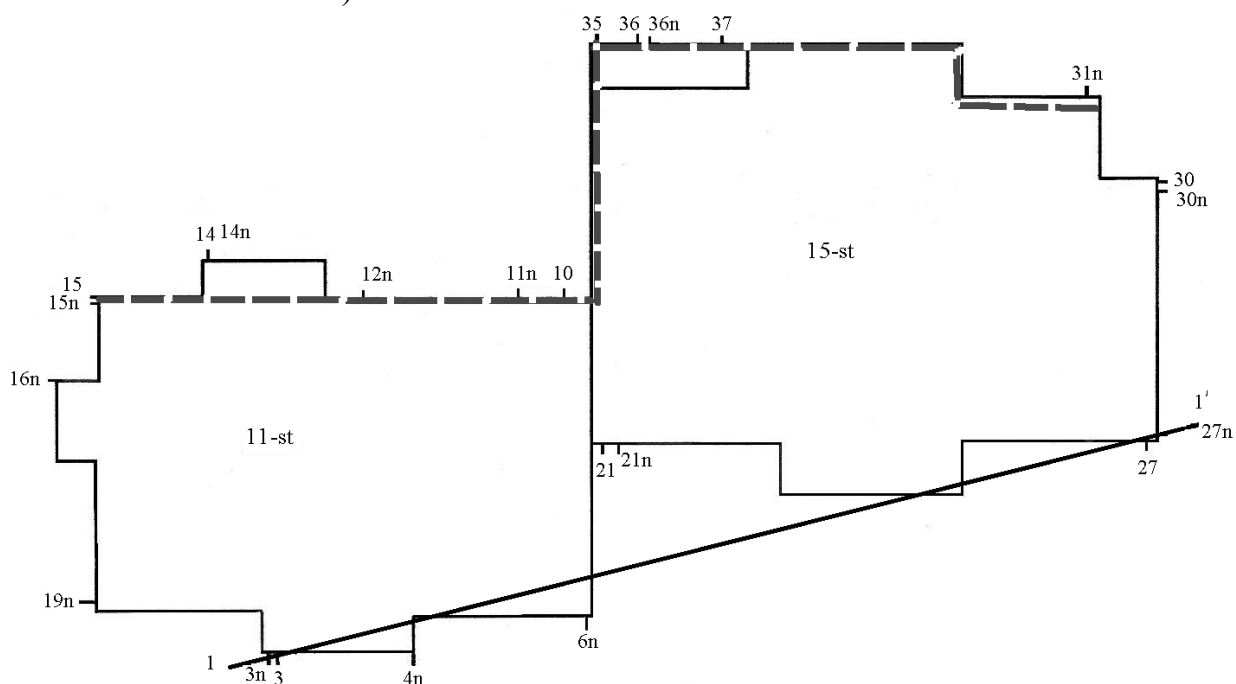


Fig. 2. Plan for registration marks setting at the territory of h/c: 1-1– a line of geotechnical profile; 2 ----- a zone of maximum settlements; 3n-37n –are numbers of registration marks with instrumental measurements of settlements

Direct dependence is observed between records and seasonal factors. In this graph seasonable activation of temporal acceleration changes in h/c buildings settlement are shown as transparent squares (Fig. 3). Deformation peaks belong to autumn-winter (end of November – beginning of February). Analysis of weather conditions explains that

relatively warm December and beginning of January with precipitations (mainly rains) as well as active snow-melting coincides with deformation process activation.

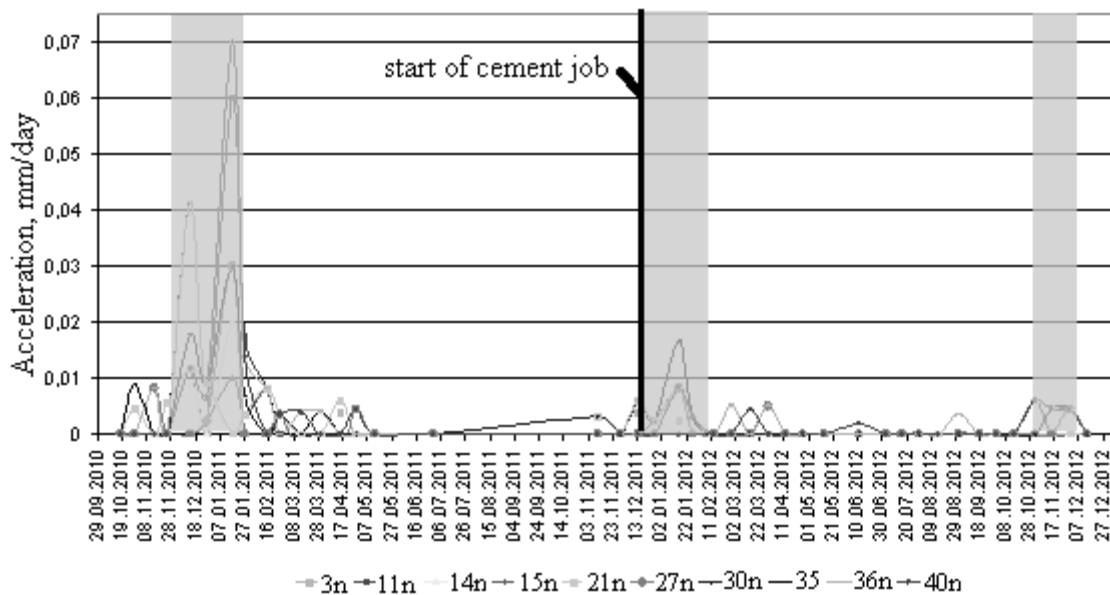


Fig. 3. Temporal changes in registration marks settlement

Variant of high-pressure cementation is proposed as engineering measure to prevent further deformation of housing complex. “Up-down” injection [4] took place through boreholes. Fig.3 shows that settlement damping phase corresponds to engineer measures as for water-supplying communications renewal. However, final settlement stabilization is not available. Experimental stage of injection cementation was followed by increased values of settlement acceleration which coincided with seasonable peak.

While cementing experimental site demonstrated excessive consumption (almost 40%) of liquid cement to compare with project-planned one; in this context project pressure could not be achieved. Following stages of geological prospecting within experimental site showed subvertical and vertical fractures mainly in 4 and 5 engineering geological elements which obviously resulted in liquid cement absorption. Data concerning fractures and cavities formed in the ground being probably a result of filtration and vertical displacements in the process of slope loading were also confirmed while inspecting communication wells in the neighbourhood of h/c. Moreover, ground cavities as well as ground accumulations being a result of suffusion processes were registered.

Research [3] determines qualitative characteristics of removed material in loess sandy clays under similar filtration conditions. Technique [2] involving structural links in loess ground helps develop a field of physical gradients of vertical slope subsection (Fig. 4). It takes into account three types of energy - loess underconsolidation, gravitation position, and deformations. Crossing of deformation gradient isolines and isolines of total potential energy in loess mass reflects position of critical surfaces inside the ground. Generally the model shows mass condition after development of the area of loess technogenic humidifying. Prognostic deformation areas in slope body with their quantitative characteristics according to activation potential values (total of full energy gradients and gradients of loess finite elements) are singled out on normals.

To compare with standard evaluation schemes as for slope mass stability we involve loess specificity in the form of potential field which interpretation makes it possible to define prognostic areas of dangerous deformation processes (Fig. 4).

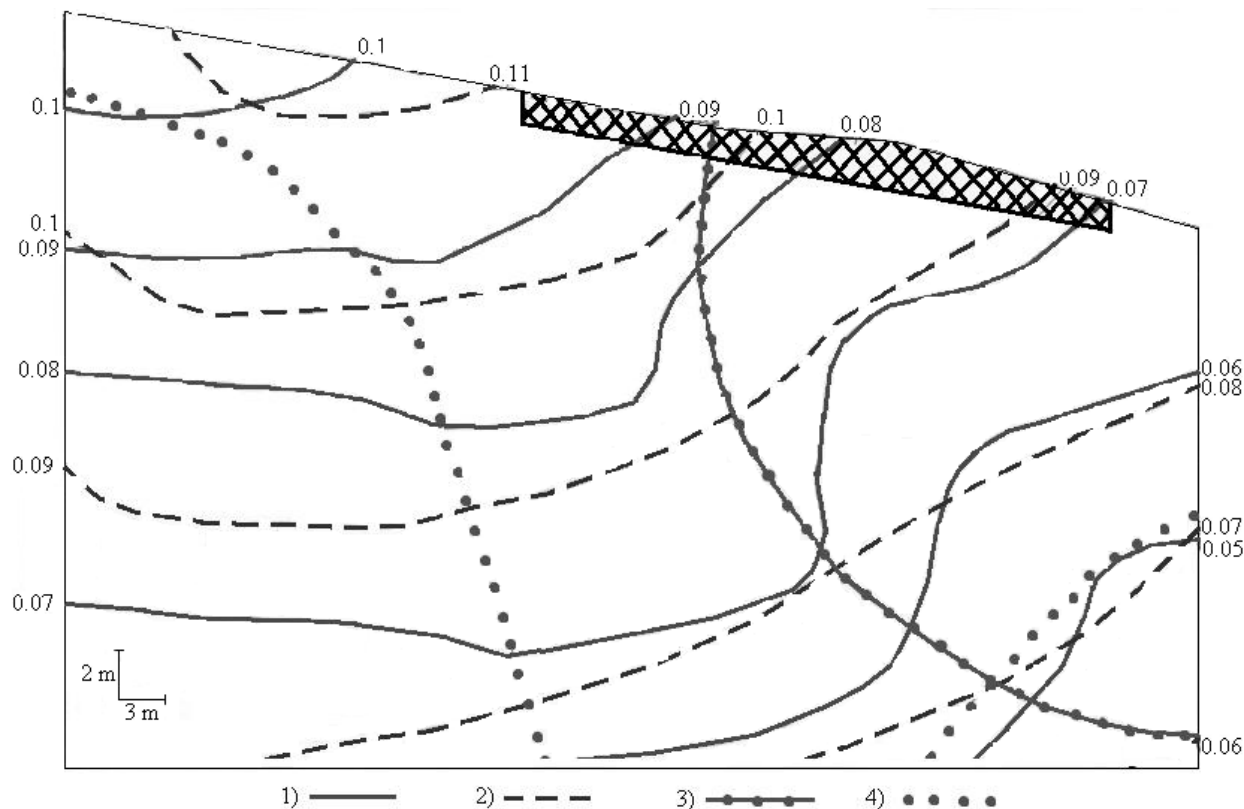


Fig. 4. Isolines of: 1- total slope energy; 2 – slope activation potential gradient; 3- prognostic slipping surface; 4 – boundary of technogenic humidifying

The simulation took into account three areas of slope humidifying. Data on fractures and cavities in the mass which were formed in the ground due to technogenic filtration and vertical displacements of a slope were taken into account in the form of areas with adequate values of rock strength properties. The most dangerous areas are within EGE 4 as well as in GTE 5 and 6. Values of slope activation potential within the areas vary within 0.07-0.08. Comparison with similar simulation data as for the landslide within Topol residential area where activation potential under landslide process is about 0.08-0.09 allows singling out these values as critical range.

Isolines of the mass energy gradients have strongly marked extremums in zones of peak deformations. Boundary value of activation potential gradient for 0.08-0.09 range of activation potentials is 0.0012. At the value, landslide processes become active in loess mass (Fig. 5).

The dependence corresponds to near-slope loess complex area being confirmed by data on determined inversion of loess filtration loess anisotropy to compare with its natural behavior provoked by technogenic changes in ground masses [3]. Erosion processes cannot be formed in terms of vertical filtration; if filtration takes place in a parallel with bedding then suffusion transforms into erosion to be confirmed by practice and actual formation of stream landslides. In terms of certain loads on loess, suf-

fusion transforms into erosion wash with previous phase of hydraulically inert cavities occurrence. Comparing results of loess filtration tests with simulation results in terms of considered object shows that formation of erosion washes and cavities in 4-6 GTE results in maximum deformations.

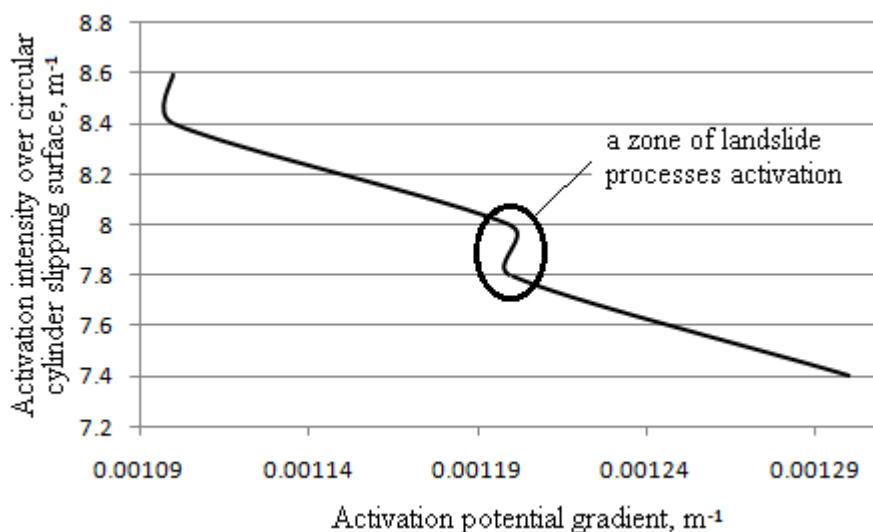


Fig. 5. Dependence of activation potential gradient on activation intensity over circular cylinder slipping surface in terms of 0.08–0.09 activation potential boundary values

Conclusions. Analysis of energetic and filtration properties of loess with technogenic loads helps determine depth interval and geological layers characterized by maximum development of deformation processes and suffusion ones. Mass stability evaluation technique shown in the paper helps predict a slope behaviour involving its discontinuity as a result of suffusion processes. Qualitative characteristics of landslide process activation are singled out basing upon mass activation potential gradient. Dependence of landslide process activation moment on activation intensity over circular cylinder slipping surface is determined. Moment of a mass transition into unstable condition is estimated quantitatively as well dependence of filtration processes on stream landslides formation.

Reference

1. Sadovenko, I.O., Rudakov D.V., and Timoschuk V.I. (2009) Analysis of dynamic impact on a ground slope during destruction of an emergency house. // Proc. NATO Adv. Res. Workshop. “Coupled site and soil-structure interaction effects with application to seismic risk mitigation”. Borovets, Bulgaria, 2008. Springer. P. 305-312.
2. Садовенко І.А. О потенціалі активації оползневого лессового масива / Садовенко І.А., Деревягіна Н.І. – Науковий вісник НГУ. – 2012. – № 2. – С. 80-84.
3. I. Sadovenko, N. Derevyagina. Phenomena of filtration inversion and depth erosion of technogenic loaded loess slopes // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського, 2014, № 1 (84). – С. 150-153.
4. Головка С.И. Теория и практика усиления грунтовых оснований методом высоконапорной цементации // Монография. Днепропетровск: «Пороги», 2010. - 248 с.

*Рекомендовано до публікації
Надійшла до редакції 08.10.2014*

DEVELOPMENT OF COMPUTATIONAL ALGORITHMS TO SIMULATE FRICTIONAL CONTACT OSCILLATING PROCESSES

Для разработки вычислительного алгоритма решения динамических задач с трением используется вариационный подход. Дискретизация вариационных задач по времени производилась на основе двух- и трехслойных разностных схем. Построены эквивалентные вариационным неравенствам с недифференцируемыми слагаемыми задачи минимизации, решение которых получено в явном виде.

Для розробки обчислювального алгоритму розв'язання динамічних задач з тертям використовується варіаційний підхід. Дискретизація варіаційних задач за часом проводилася на основі двох- і тришарових різницевоїх схем. Побудовано еквівалентні варіаційним нерівностям з недиференційованими складовими завданнями мінімізації, рішення яких отримано в явному вигляді.

Variational approach is applied to develop computational algorithm for solving dynamic problems with friction. Temporal discretization of variational problems was performed using duplex and triplex difference schemes. Minimization problems equivalent to variational inequalities with nondifferentiable components are developed; their solution is obtained in explicit form.

Introduction. In related transport industries world practice of perspective brake-building applies current mechanical problem solving for adjusting materials using composite, metal-ceramic and polymeric-asbestos brake blocks [1, 2, 3, 4]. However, in this context, developments of adaptive devices structures, tribology and tribomechanics to modify elastic and dissipative characteristics of brake systems loading are not applied [5, 6]. Moreover, oscillation loading of brake to control friction procedure and to obtain required brake parameters in dynamics is not covered.

Theory hypothesizes that brake gear is a mechanism with rigid segments. Mine rail haulage also ignores control of brake frictional behaviour efficiency. That is idealized dynamic brake model is used; however, inertia as well as elastic and damping properties of segments and contact are neglected leading to a contradiction between resulting in haulage equipment implementation and mine train brake.

The work objective is to simulate frictional micro-oscillations using computational experiment to control friction while operating in terms of value and slipping velocity function at the expense of regulating elastic and dissipative characteristics of brake system loading.

Original material presentation. Basic oscillating system with two degrees of freedom is specified as analytical model of brake (Fig. 1). The system consists of a shoe with m mass sliding over a wheel with R radius rotating with uniform angular velocity ω , and elastic and damping Voigt element which hardness and viscosity we call c and b respectively. Surface curvature of shoe and wheel is neglected. Constant external force Q is exerted on a shoe pressing it to a wheel. Nominal area of shoe and wheel contact is of square shape with $2a$ and e legs. Actual interaction contact region is discrete consisting of contact patches group. Roughness of contact surfaces results in discreteness.

Dynamic behaviour of the system meets following inequality

$$(m\ddot{x} + (b\dot{x} + cx)\beta_{cc} - (b\dot{y} + cy)\beta_{cs})(\dot{u} - \dot{x}) + \varphi F_y(x, y)(|\dot{u} - U| - |\dot{x} - U|) + (m\ddot{y} + (b\dot{y} + cy)\beta_{ss} - (b\dot{x} + cx)\beta_{cs} - F_y(x, y) + Q)(\dot{v} - \dot{y}) \geq 0, \quad \forall \{u, v\}. \quad (1)$$

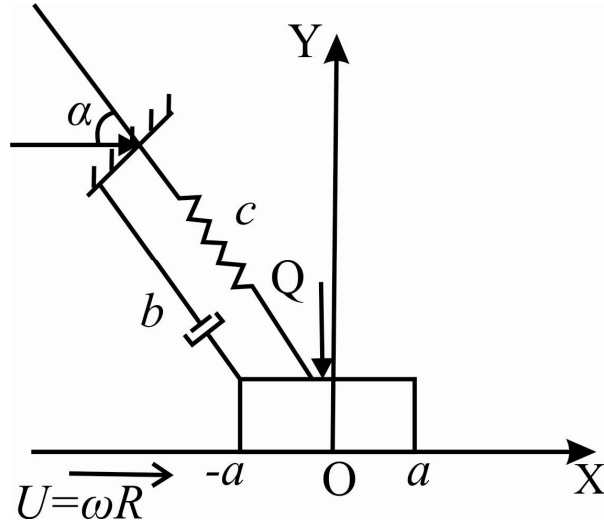


Fig. 1. Design Diagram of Braking Gear Dynamic Model

Perform discretization of variational problem (1). Divide time axis into equivalent segments $[t^{n-1}, t^n]$, $(n=1,2,\dots)$. Length of the segments denote by h . Then $\{x^n, y^n\}$ will be meant as approximate value $\{x(t), y(t)\}$ in time point t^n . Integration formulas for each method discussed below result from inserting expressions for velocities and accelerations in time points under consideration into quasivariational inequalities (1); it is done through motion corresponding to the time period, and motion, velocity, and acceleration determined during previous integration steps:

$$\dot{x}^{n+1} = \alpha^{(1)}x^{n+1} + \sum_{i=0}^I (\alpha_i^{(1)}x + \alpha_i^{(2)}\dot{x}^{n-i} + \alpha_i^{(3)}\ddot{x}^{n-i}); \quad (2)$$

$$\ddot{x}^{n+1} = \beta^{(1)}x^{n+1} - \sum_{i=0}^I (\beta_i^{(1)}x - \beta_i^{(2)}\dot{x}^{n-i} - \beta_i^{(3)}\ddot{x}^{n-i}), \quad (3)$$

$$\dot{y}^{n+1} = \alpha^{(1)}y^{n+1} + \sum_{i=0}^I (\alpha_i^{(1)}y + \alpha_i^{(2)}\dot{y}^{n-i} + \alpha_i^{(3)}\ddot{y}^{n-i}); \quad (4)$$

$$\ddot{y}^{n+1} = \beta^{(1)}y^{n+1} - \sum_{i=0}^I (\beta_i^{(1)}y - \beta_i^{(2)}\dot{y}^{n-i} - \beta_i^{(3)}\ddot{y}^{n-i}), \quad (5)$$

where $\alpha_i^{(j)}$ and $\beta_i^{(j)}$ are coefficients determined by h value.

Triplex Difference Schemes

Using quasivariational inequality (1) of triplex scheme with balance [7] for temporal integration we obtain:

$$\begin{aligned}
& \left(m \frac{x^{n+1} - 2x^n + x^{n-1}}{h^2} + b\beta_{cc} \frac{x^{n+1} - x^{n-1}}{2h} + c\beta_{cc}(\theta_1 x^{n+1} + \theta_2 x^n + \theta_3 x^{n-1}) - \right. \\
& \left. + \left(m \frac{y^{n+1} - 2y^n + y^{n-1}}{h^2} + b\beta_{ss} \frac{y^{n+1} - y^{n-1}}{2h} + c\beta_{ss}(\theta_1 y^{n+1} + \theta_2 y^n + \theta_3 y^{n-1}) - \right. \right. \\
& \left. \left. - b\beta_{cs} \frac{x^{n+1} - x^{n-1}}{2h} - c\beta_{cs}(\theta_1 x^{n+1} + \theta_2 x^n + \theta_3 x^{n-1}) - F_y^n + \tilde{Q}^n \right) \left(\dot{v} - \frac{y^{n+1} - y^{n-1}}{2h} \right) + \right. \\
& \left. + \varphi \tilde{F}_y^n |\dot{u} - U| - \varphi \tilde{F}_y^n \left| \frac{x^{n+1} - x^{n-1}}{2h} - U \right| \geq 0, \quad \forall \{u, v\}, \quad n = 2, 3, \dots, \quad (6)
\end{aligned}$$

where

$$\tilde{F}_y^n = F_y(\theta_1 x^{n+1} + \theta_2 x^n + \theta_3 x^{n-1}, \theta_1 y^{n+1} + \theta_2 y^n + \theta_3 y^{n-1}); \quad (7)$$

$$\tilde{Q}^n = \theta_1 Q^{n+1} + \theta_2 Q^n + \theta_3 Q^{n-1}; \quad (8)$$

$$\theta_1 + \theta_2 + \theta_3 = 1; \quad (9)$$

$$x^0 = x^1 = 0; \quad y^0 = y^1 = 0. \quad (10)$$

We introduce terms

$$d^{n+1} = \frac{x^{n+1} - x^{n-1}}{2h}; \quad (11)$$

$$e^{n+1} = \frac{y^{n+1} - y^{n-1}}{2h}; \quad (12)$$

$$\delta^{n+1} = \frac{x^{n+1} - x^n}{h}; \quad (13)$$

$$\gamma^{n+1} = \frac{y^{n+1} - y^n}{h}. \quad (14)$$

Then, scheme (6) is as follows:

$$\begin{aligned}
& \left(2m(d^{n+1} - \delta^n) / h + b\beta_{cc}d^{n+1} + c\beta_{cc}(2h\theta_1 d^{n+1} + \theta_2 x^n + (\theta_3 + \theta_1)x^{n-1}) - \right. \\
& \left. - b\beta_{cs}e^{n+1} - c\beta_{cs}(2h\theta_1 e^{n+1} + \theta_2 y^n + (\theta_3 + \theta_1)y^{n-1}) \right) (\dot{u} - d^{n+1}) + \\
& \left(2m(e^{n+1} - \gamma^n) / h + b\beta_{ss}e^{n+1} + c\beta_{ss}(2h\theta_1 e^{n+1} + \theta_2 y^n + (\theta_3 + \theta_1)y^{n-1}) \right) - \\
& \left(-b\beta_{cc}d^{n+1} + c\beta_{cc}(2h\theta_1 d^{n+1} + \theta_2 x^n + (\theta_3 + \theta_1)x^{n-1}) - F_y^n + \tilde{Q}^n \right) (\dot{v} - e^{n+1}) + \\
& \left. + \varphi F_y^{n+1} |\dot{u} - U| - \varphi F_y^{n+1} |d^{n+1} - U| \geq 0, \quad \forall \{u, v\}, \quad n = 2, 3, \dots \quad (15)
\end{aligned}$$

where

$$\tilde{F}_y^{n+1} = F_y(2h\theta_1 d^{n+1} + \theta_2 x^n + (\theta_3 - \theta_1)x^{n-1}, 2h\theta_1 e^{n+1} + \theta_2 y^n + (\theta_3 - \theta_1)y^{n-1}). \quad (16)$$

To solve quasivariational inequality (15), iterative process (where k is iteration index) is applied:

$$\begin{aligned}
& \left(2m(d_{(k+1)}^{n+1} - \delta^n) / h + b\beta_{cc}d_{(k+1)}^{n+1} + c\beta_{cc}(2h\theta_1d_{(k+1)}^{n+1} + \theta_2x^n + (\theta_3 + \theta_1)x^{n-1}) - \right. \\
& \quad \left. - b\beta_{cs}e_{(k+1)}^{n+1} - c\beta_{cs}(2h\theta_1e_{(k+1)}^{n+1} + \theta_2y^n + (\theta_3 + \theta_1)y^{n-1}) \right) (\dot{u} - d_{(k+1)}^{n+1}) + \\
& \quad + \left(2m(e_{(k+1)}^{n+1} - \gamma^n) / h + b\beta_{ss}e_{(k+1)}^{n+1} + c\beta_{ss}(2h\theta_1e_{(k+1)}^{n+1} + \theta_2y^n + (\theta_3 + \theta_1)y^{n-1}) \right) - \\
& \quad - b\beta_{cc}d_{(k+1)}^{n+1} - c\beta_{cc}(2h\theta_1d_{(k+1)}^{n+1} + \theta_2x^n + (\theta_3 + \theta_1)x^{n-1}) - \tilde{F}_{y,(k)}^n + \tilde{Q}^n (\dot{v} - e_{(k+1)}^{n+1}) + \\
& \quad + \varphi \tilde{F}_{y,(k)}^n |\dot{u} - U| - \varphi \tilde{F}_{y,(k)}^n |d_{(k+1)}^{n+1} - U| \geq 0, \quad \forall \{u, v\}, \quad n = 2, 3, \dots, \quad k = 1, 2, \dots, \quad (17)
\end{aligned}$$

where

$$\tilde{F}_{y,(k)}^n = F_y(2h\theta_1d_{(k)}^{n+1} + \theta_2x^n + (\theta_3 - \theta_1)x^{n-1}, 2h\theta_1e_{(k)}^{n+1} + \theta_2y^n + (\theta_3 - \theta_1)y^{n-1}). \quad (18)$$

It is easy to verify that if iterative process (17) converges then limit of sequence $\{d_{(k)}^{n+1}, e_{(k)}^{n+1}\}$ is a solution for quasivariational inequality (15). Results of paper [8] show that iterative process (17) converges at any initial approximation, and peak limiting to friction value.

It is reasonable to use the following as initial approximation in iterative process (17)

$$d_{(0)}^{n+1} = d^n; \quad (19)$$

$$e_{(0)}^{n+1} = e^n. \quad (20)$$

Inequality (17) is variational inequality. Using results of paper [7], we can demonstrate that within each iteration a solution of variational inequality (17) is a solution of a problem of minimization of the two variables following function:

$$J_1(d, e) = \frac{1}{2}a_{11}d^2 + a_{12}de + \frac{1}{2}a_{22}e^2 - g_1d - g_2e + g_0|d - u|, \quad (21)$$

where

$$a_{11} = \frac{2m}{h} + b\beta_{cc} + 2c\beta_{cc}h\theta_1; \quad (22)$$

$$a_{12} = -\beta_{cs}(b + 2ch\theta_1); \quad (23)$$

$$a_{22} = \frac{2m}{h} + b\beta_{ss} + 2c\beta_{ss}h\theta_1; \quad (24)$$

$$a_{21} = a_{12}; \quad (25)$$

$$\begin{aligned}
g_1 &= 2m\delta^n / h - c\beta_{cc}(\theta_2x^n + (\theta_3 + \theta_1)x^{n-1}) + \\
& \quad + c\beta_{cs}(\theta_2y^n + (\theta_3 + \theta_1)y^{n-1}); \quad (26)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
g_2 &= 2m\gamma^n / h - c\beta_{ss}(\theta_2y^n + (\theta_3 + \theta_1)y^{n-1}) + \\
& \quad + c\beta_{cs}(\theta_2x^n + (\theta_3 + \theta_1)x^{n-1}) + \tilde{F}_{y,(k)}^n - \tilde{Q}^n; \quad (27)
\end{aligned}$$

$$g_0 = \varphi \widetilde{F}_{y,(k)}^n. \quad (28)$$

Function $J_1(d, e)$ minimization can be expressed in an explicit form.

If $(g_1 a_{22} - g_2 a_{12} - g_0 a_{22})/a > U$, then

$$d = (g_1 a_{22} - g_2 a_{12} - g_0 a_{22})/a, \quad (29)$$

$$e = (g_2 a_{11} - g_1 a_{21} + g_0 a_{21})/a, \quad (30)$$

If $(g_1 a_{22} - g_2 a_{12} + g_0 a_{22})/a < U$, then

$$d = (g_1 a_{22} - g_2 a_{12} + g_0 a_{22})/a, \quad (31)$$

$$e = (g_2 a_{11} - g_1 a_{21} - g_0 a_{21})/a, \quad (32)$$

Otherwise

$$d = U, \quad (33)$$

$$e = (g_2 - a_{21} U)/a_{22}, \quad (34)$$

where $a = a_{11} a_{22} - a_{12} a_{21}$.

Duplex Difference Schemes

While using duplex schemes for timely integration of quasivariational inequality (1) we obtain:

$$\begin{aligned} & \left(m \frac{p^{n+1} - p^n}{h} + b\beta_{cc} (\theta_1 p^{n+1} + (1-\theta_1) p^n) + c\beta_{cc} (\theta_1 x^{n+1} + (1-\theta_1) x^n) - \right. \\ & \quad \left. - b\beta_{cs} (\theta_1 q^{n+1} + (1-\theta_1) q^n) - c\beta_{cs} (\theta_1 y^{n+1} + (1-\theta_1) y^n) \right) (s - p^{n+1}) + \\ & + \left(m \frac{q^{n+1} - q^n}{h} + b\beta_{ss} (\theta_1 q^{n+1} + (1-\theta_1) q^n) + c\beta_{ss} (\theta_1 y^{n+1} + (1-\theta_1) y^n) - \right. \\ & \quad \left. - b\beta_{cs} (\theta_1 p^{n+1} + (1-\theta_1) p^n) - c\beta_{cs} (\theta_1 x^{n+1} + (1-\theta_1) x^n) - F_y^{n+\theta} + Q^{n+\theta} \right) (w - q^{n+1}) + \\ & + \varphi F_y^{n+\theta} |s - U| - \varphi F_y^{n+\theta} |p^{n+1} - U| \geq 0, \quad \forall \{s, w\}, \quad n = 2, 3, \dots, \quad (35) \end{aligned}$$

$$\frac{x^{n+1} - x^n}{h} = \theta_2 p^{n+1} + (1-\theta_2) p^n, \quad (36)$$

$$\frac{y^{n+1} - y^n}{h} = \theta_2 q^{n+1} + (1-\theta_2) q^n, \quad (37)$$

where $\{p^n, q^n\} = \{\dot{x}^n, \dot{y}^n\}$ are velocity components within t^n time moment;

$$F_y^{n+\theta} = F_y (\theta_1 x^{n+1} + (1-\theta_1) x^n, \theta_1 y^{n+1} + (1-\theta_1) y^n); \quad (38)$$

$$Q^{n+\theta} = (\theta_1 Q^{n+1} + (1-\theta_1) Q^n). \quad (39)$$

(35)–(37) ratios are a system of quasivariational inequality and two algebraic equations. Initial conditions for (35) – (37) system will be selected as follows

$$x^0 = p^0 = 0; \quad (40)$$

$$y^0 = q^0 = 0. \quad (41)$$

Assume (36) – (37) equations as

$$x^{n+1} = x^n + h(\theta_2 p^{n+1} + (1-\theta_2)p^n), \quad (42)$$

$$y^{n+1} = y^n + h(\theta_2 q^{n+1} + (1-\theta_2)q^n) \quad (43)$$

and substitute (42)–(43) for (35). As a result, we obtain following quasivariational inequality

$$\begin{aligned} & \left(m \frac{p^{n+1} - p^n}{h} + \theta_1 \beta_{cc} p^{n+1} (b + \theta_2 ch) + \beta_{cc} p^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) + c\beta_{cc} x^n - \right. \\ & - \theta_1 \beta_{cs} q^{n+1} (b + \theta_2 ch) - \beta_{cs} q^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) - c\beta_{cs} y^n \left. \right) (s - p^{n+1}) + \\ & + \left(m \frac{q^{n+1} - q^n}{h} + \theta_1 \beta_{ss} q^{n+1} (b + \theta_2 ch) + \beta_{ss} q^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) + c\beta_{ss} y^n - \right. \\ & - \theta_1 \beta_{cs} p^{n+1} (b + \theta_2 ch) - \beta_{cs} p^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) - c\beta_{cs} x^n - \\ & \quad \left. - F_y^{n+\theta} + Q^{n+\theta} \right) (w - q^{n+1}) + \\ & + \varphi F_y^{n+\theta} |s - U| - \varphi F_y^{n+1} |p^{n+1} - U| \geq 0, \quad \forall \{s, w\}, \quad n = 2, 3, \dots, \quad (44) \end{aligned}$$

where

$$F_y^{n+\theta} = F_y(x^n + \theta_1 \theta_2 p^{n+1} h + \theta_1(1-\theta_2)p^n h, y^n + \theta_1 \theta_2 q^{n+1} h + \theta_1(1-\theta_2)q^n h). \quad (45)$$

Iterative process (where k is iteration index) is applied to solve the quasivariational inequality:

$$\begin{aligned} & \left(m \frac{p_{(k+1)}^{n+1} - p^n}{h} + \theta_1 \beta_{cc} p_{(k+1)}^{n+1} (b + \theta_2 ch) + \beta_{cc} p^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) + c\beta_{cc} x^n - \right. \\ & - \theta_1 \beta_{cs} q_{(k+1)}^{n+1} (b + \theta_2 ch) - \beta_{cs} q^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) - c\beta_{cs} y^n \left. \right) (s - p_{(k+1)}^{n+1}) + \\ & + \left(m \frac{q_{(k+1)}^{n+1} - q^n}{h} + \theta_1 \beta_{ss} q_{(k+1)}^{n+1} (b + \theta_2 ch) + \beta_{ss} q^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) + c\beta_{ss} y^n - \right. \\ & - \theta_1 \beta_{cs} p_{(k+1)}^{n+1} (b + \theta_2 ch) - \beta_{cs} p^n ((1-\theta_1)b + \theta_1(1-\theta_2)ch) - c\beta_{cs} x^n - \\ & \quad \left. - F_y^{n+\theta} + Q^{n+\theta} \right) (w - q_{(k+1)}^{n+1}) + \\ & + \varphi F_{y,(k)}^{n+\theta} |s - U| - \varphi F_{y,(k)}^{n+\theta} |p_{(k+1)}^{n+1} - U| \geq 0, \\ & \quad \forall \{s, w\}, \quad n = 2, 3, \dots \quad k = 1, 2, \dots, \quad (46) \end{aligned}$$

where

$$F_{y,(k)}^{n+\theta} = F_y(x^n + \theta_1 \theta_2 p_{(k)}^{n+1} h + \theta_1(1-\theta_2)p^n h, y^n + \theta_1 \theta_2 q_{(k)}^{n+1} h + \theta_1(1-\theta_2)q^n h). \quad (47)$$

It is understood that if iterative process (46) converges then limit of sequence $\{p_{(k)}^{n+1}, q_{(k)}^{n+1}\}$ is the solution for quasivariational inequality (44). Results of paper [9] demonstrate that iterative process (46) converges at any initial approximation and peak limiting on friction coefficient.

Following value is taken as initial approximation in iterative process (46)

$$p_{(0)}^{n+1} = p^n, \quad (48)$$

$$q_{(0)}^{n+1} = q^n. \quad (49)$$

On determining values $\{p^{n+1}, q^{n+1}\}$ using iterative process (46), values $\{x^{n+1}, y^{n+1}\}$ are calculated with the help of (42) – (43) formulas.

Inequality (46) is variational inequality. Results of paper [7] demonstrate that each iteration of variational inequality (46) solution factors into solving the problem of two variables minimization following function:

$$J_1(p, q) = \frac{1}{2} a_{11} p^2 + a_{12} pq + \frac{1}{2} a_{22} q^2 - g_1 p - g_2 q + g_0 |p - u|, \quad (50)$$

where

$$a_{11} = \frac{m}{h} + \theta_1 \beta_{cc} (b + \theta_2 ch), \quad (51)$$

$$a_{12} = -\theta_1 \beta_{cs} (b + \theta_2 ch), \quad (52)$$

$$a_{22} = \frac{m}{h} + \theta_1 \beta_{ss} (b + \theta_2 ch), \quad (53)$$

$$a_{21} = a_{12}, \quad (54)$$

$$g_1 = m/h - \beta_{cc} p^n ((1 - \theta_1)b + \theta_1(1 - \theta_2)ch) - c\beta_{cc} x^n + \beta_{cs} q^n ((1 - \theta_1)b + \theta_1(1 - \theta_2)ch) + c\beta_{cs} y^n, \quad (55)$$

$$g_2 = m/h - \beta_{ss} p^n ((1 - \theta_1)b + \theta_1(1 - \theta_2)ch) - c\beta_{ss} y^n + \beta_{cs} q^n ((1 - \theta_1)b + \theta_1(1 - \theta_2)ch) + c\beta_{cs} x^n + F_y^{n+\theta} + Q^{n+\theta}, \quad (56)$$

$$g_0 = \varphi F_{y,(k)}^{n+\theta}. \quad (57)$$

(30) – (34) formulas can help solve minimization function $J_2(p, q)$ problem.

Conclusions. Solving dynamic problem with friction using developed computational algorithm help to obtain temporal series of a shoe motion $\{x^n\}$ and $\{y^n\}$.

Research of the temporal series applies:

- Autocorrelation function to determine oscillation period;
- Spectrum analysis of motions, velocities, and accelerations;
- Phase diagrams in “motion-velocity” variables;

– Dependences of motion, velocity, and acceleration amplitudes on parameters of changes in dynamic system being considered; they are obtained using a method of parameter continuation.

The dynamic system is dissipative as it involves elastic and damping element. Hence in time the system motion becomes stable and periodic. Autocorrelation function determining for the temporal series makes it possible to define both its periodicity and its period duration if so.

The dynamic system is described with the help of non-linear dissipative non-autonomous system of ordinary differential equation. It is reasonable to divide motions of dissipative systems into the two classes: transient, nonstationary motions corresponding to a process of relaxation from initial two-boundary system of states, and a class of stable stationary motions which face trajectories completely belong to boundary systems.

It is determined that application of triplex differential schemes needs following values of balance coefficients:

$$\theta_1 = \theta_3 = 0.25, \quad \theta_2 = 1.0 - \theta_1 - \theta_3 = 0.5.$$

If differential schemes are duplex, it is reasonable to choose $\theta = 0,5$ balance coefficient.

References

1. Богданович П.Н. Оценка триботехнических характеристик композиционных материалов для тормозных колодок при малых скоростях движения / П.Н. Богданович, Э.И. Галай // Вестник ВНИИЖТа. – М., 2005. – №2. – С. 54 – 59.
2. Bauer H. Die Reibungsmaterialien fur die Bremsen / H. Bauer // Glasers Annal en. – 1999. – № 11/12. – S. 472 – 475.
3. Гурин В.А. Углерод – углеродные композиционные материалы фрикционного назначения / В.А. Гурин, И.В. Гурин, С.Г. Фурсов // Вісн. Дніпропетр. ун-ту. Сер. Ракетно-космічна техніка. – 2000. – Вып. 4 – С. 25 – 31.
4. Старченко В.Н. Трибологические свойства фрикционных С-С композитов для тормозных устройств подвижного состава / В.Н. Старченко // Вісн. Східноукраїн. нац. ун-ту. – 2007. – №6 (112). – С. 48 – 52.
5. Дровников А.П. Адаптивные структуры механизмов и машин / А.П. Дровников. – Ростов: Изд-во Ростов. ун-та, 1984. – 128 с.
6. Коптовец А.Н. Структура тормозной передачи шахтных локомотивов / А.Н. Коптовец, А.В. Денищенко, И.А. Таран // Уголь Украины. – 1997. – № 4. – С. 39.
7. Гловински Р. Численное исследование вариационных неравенств / Р. Гловински, Ж.-Л. Лионс, Р. Тремольер. – М.: Мир, 1979. – 574 с.
8. Кравчук А.С. Вариационные и квазивариационные неравенства в механике / А.С. Кравчук. – М.: МГАПИ, 1997. – 340 с.
9. Lions J.-L. Surface problems: Methods of variational and quasivariational inequalities / J.-L. Lions // Lect. Notes in Math. Syst. – 1975. – № 461. – P. 129 – 148.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшло до редакції 26.05.2014*

СКОРОСТЬ ПОНИЖЕНИЯ ВСКРЫШНЫХ УСТУПОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ ПОЧВОУСТУПНЫМИ КРУТОНАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ

Приведена методика определения скорости понижения уступов сложенных вскрышными породами в глубоких карьерах при отработке их крутонаклонными слоями.

Наведена методика визначення швидкості зниження уступів складених розкривними породами в глибоких кар'єрах при відпрацюванні їх крутонахиленими шарами.

The technique of determining the rate of decrease benches folded overburden in deep pits when developing their steeply inclined layers.

Вступление. Проблема управления скоростью понижения вскрышных уступов при отработке глубокого карьера связана с несовершенством технологических схем отработки крутых пластов месторождений. Рабочая зона глубокого карьера постоянно углубляется и для поддержания производительности карьера его рабочим бортам придается все большие углы откоса. В связи с этим, как показывает анализ работы глубоких карьеров, перспективным способом отработки вскрышных пород является развитие рабочей зоны крутонаклонными слоями [1].

Формулирование целей статьи. Существуют различные методики определения скорости углубки дна карьера. А.И. Арсентьев в своих работах предложил закономерности (методики) определения скорости подвигания рабочей зоны в горизонтальной плоскости по вскрышным породам в зависимости от скорости понижения горных работ [2]. Однако методика определения скорости понижения вскрышных уступов мало развита. Таким образом, имеет место задача обоснования скорости понижения вскрышных уступов для обеспечения карьера подготовленными запасами. Целью работы является разработка и обоснование методики определения предельной скорости понижения вскрышных уступов в глубоких карьерах при отработке почвоуступными крутонаклонными слоями.

Изложение основного материала исследований. Основным показателем, который может связать две скорости является время. За время отработки горизонта по дну карьера, необходимо крутонаклонный слой переместить сверху вниз. Карьер должен быть обеспечен подготовленными запасами, чтобы можно было вскрыть новый горизонт по полезному ископаемому, то есть обеспечить вскрытые запасы. При этом подготовить запасы одним крутым слоем невозможно, так как с увеличением глубины карьера высота крутонаклонного слоя также увеличивается, поэтому возникает система почвоуступных крутонаклонных слоев обеспечивающая планомерное понижение вскрышных уступов от поверхности до нижней отметки рабочего борта. Каждый почвоуступный слой имеет свою выемочно-погрузочную, транспортную и вспомогательную технику.

Каждый слой может обрабатываться на одном, двух или трех горизонтах. Чем больше горизонтов вовлеченных в разработку, тем шире крутонаклонный слой. Это обусловлено рабочей площадкой и мероприятиями по безопасному ведению горных работ.

Как указывалось выше основной показатель позволяющий объединить две скорости понижения горных работ в вскрышной рабочей зоне и добычной является время. Время отработки горизонта по полезному ископаемому прямо пропорционально зависит от объемов извлекаемого полезного ископаемого и обратно пропорционален количеству задействованного выемочно-погрузочного оборудования и его производительности. Те же пропорции соблюдаются и при определении времени на выемку вскрышных пород. Время отработки вскрышных пород и время отработки горизонта полезного ископаемого можно выразить через формулы:

$$t_{nu} = \frac{V_{nui}}{n_3^n \cdot Q_3^n}, \text{ч} \qquad t_{вскр} = \frac{\sum V_{ei}}{n_3^e \cdot Q_3^e}, \text{ч} \quad (1)$$

где V_{nui} – объем полезного ископаемого на i -м горизонте, м^3 ; n_3^n – количество экскаваторов задействованных на выемке полезного ископаемого на i -м горизонте, ед.; Q_3^n , Q_3^e – производительность экскаватора (ов) задействованных соответственно на добычных и вскрышных работах, $\text{м}^3/\text{ч}$; $\sum V_{ei}$ – объем вскрышных пород извлекаемых из системы почвоуступных крутонаклонных слоев для обеспечения карьера подготовленными запасами, м^3 ; n_3^e – количество экскаваторов задействованных на выемке вскрышных пород, ед.;

Приравнивая эти два выражения можно определить количество экскаваторов необходимых для отработки вскрышных уступов

$$\frac{\sum V_{ei}}{n_3^e \cdot Q_3^e} = \frac{V_{nui}}{n_3^n \cdot Q_3^n} \quad (2)$$

$$n_3^e = \frac{\sum V_{ei} \cdot n_3^n \cdot Q_3^n}{V_{nui} \cdot Q_3^e}, \text{ед.} \quad (3)$$

Формула (3) позволяет при заданном объеме извлекаемого полезного ископаемого после графического и аналитического способа определения объема вскрышных пород при имеющемся количестве экскаваторов задействованных на добычных работах с учетом производительности выемочно-погрузочной техники определить количество крутонаклонных слоев (количество экскаваторов на вскрыше).

На основании формулы (3) имеется возможность предварительного определения скорости понижения почвоуступного крутонаклонного слоя по известной формуле:

$$v_e = \frac{n_3^e \cdot Q_3^e}{L_{ei} \cdot \Pi_{pn}}, \text{м/ГОД} \quad (4)$$

где L_{ei} – средняя длина фронта горных работ на вскрышных уступах, м; $Ш_{pn}$ – ширина рабочей площадки (ширина почвоуступного крутонаклонного слоя), м.

Если учитывать разнос торцевых бортов, то на скорость понижения вскрышных слоев будут влиять работы связанные с разном торцевых частей бортов карьера и тогда формула (4) примет вид

$$v_e = \frac{1}{2} \left(\frac{n_3^e \cdot Q_3^e}{L_{ei} \cdot Ш_{pn}} + \frac{n_3^e \cdot Q_3^e}{T \cdot (m + H_m \cdot ctg\beta) K_{mp}} \right), \text{ м/год} \quad (5)$$

где T – ширина транспортной бермы, м; m – горизонтальная мощность залежи, м; H_m – текущая глубина карьера, м; β – средний угол откосов бортов карьера, град.; K_{mp} – коэффициент учитывающий строительство капитальных съездов.

В качестве альтернативного, предлагается также еще один вариант определения скорости понижения вскрышных почвоуступных крутонаклонных слоев по среднему значению. Учитывая то, что каждый горизонт имеет свою длину и относительно одинаковую ширину (рис.1, а), а также однотипность применяемого оборудования, объем работ (м^3) на каждом участке по высоте должен быть одинаковым, т.е

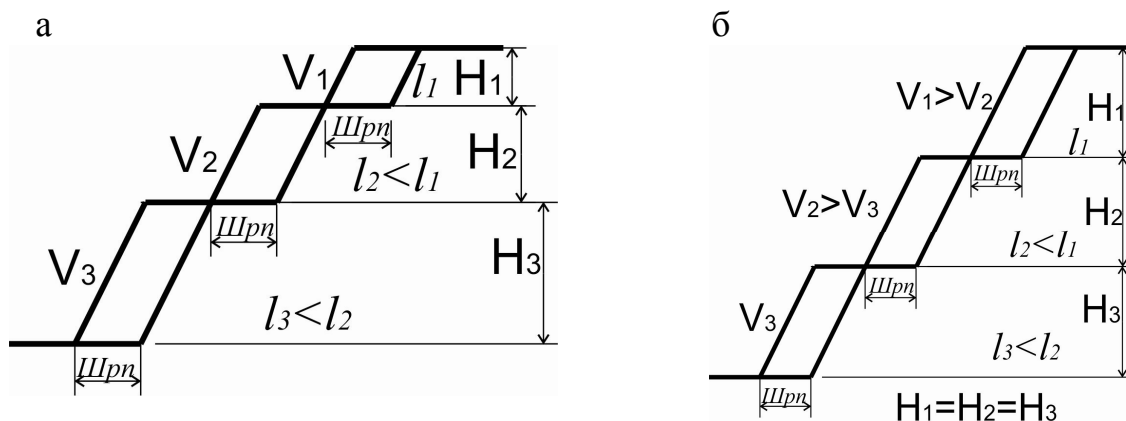


Рис. 1. Схема к определению объемов вскрышных пород в почвоуступных крутонаклонных слоях: а – при разной высоте по участкам ($V_1=V_2=V_3$); б – при одинаковой высоте по участкам ($H_1=H_2=H_3$).

Можно определить высоту каждого участка отдельно с учетом объема работ и длины рабочей зоны на горизонте (рис.1, а). Используя формулу времени отработки участка получаем:

$$t_1 = \frac{l_1 \cdot Ш_{pn} \cdot H_1}{Q_3^e}, \text{ см}; \quad t_2 = \frac{l_2 \cdot Ш_{pn} \cdot H_2}{Q_3^e}, \text{ см}; \quad \dots \quad t_n = \frac{l_n \cdot Ш_{pn} \cdot H_n}{Q_3^e}, \text{ см} \quad (6)$$

где l_1 – длина вскрышного фронта уступа на соответствующем горизонте, м; H_1 – высота участка разрабатываемого почвоуступным крутонаклонным слоем, м.

Если учитывать что $t_1=t_2=\dots=t_n$, то

$$\frac{l_1 \cdot Ш_{pn} \cdot H_1}{Q_3^g} = \frac{l_2 \cdot Ш_{pn} \cdot H_2}{Q_3^g} \quad (7)$$

После сокращений $l_1 \cdot H_1 = l_2 \cdot H_2$ и высота последующего участка будет составлять

$$H_2 = \frac{l_1 \cdot H_1}{l_2} \text{ или } H_n = \frac{l_{n-1} \cdot H_{n-1}}{l_n} \quad (8)$$

Для формулы (8) условно принята длина карьера по поверхности 2000 м. С увеличением глубины длина фронта работ по вскрышным уступам будет уменьшаться, как показано на рис.2, а высота участка увеличиваться (при равных объемах выемки вскрышных пород).

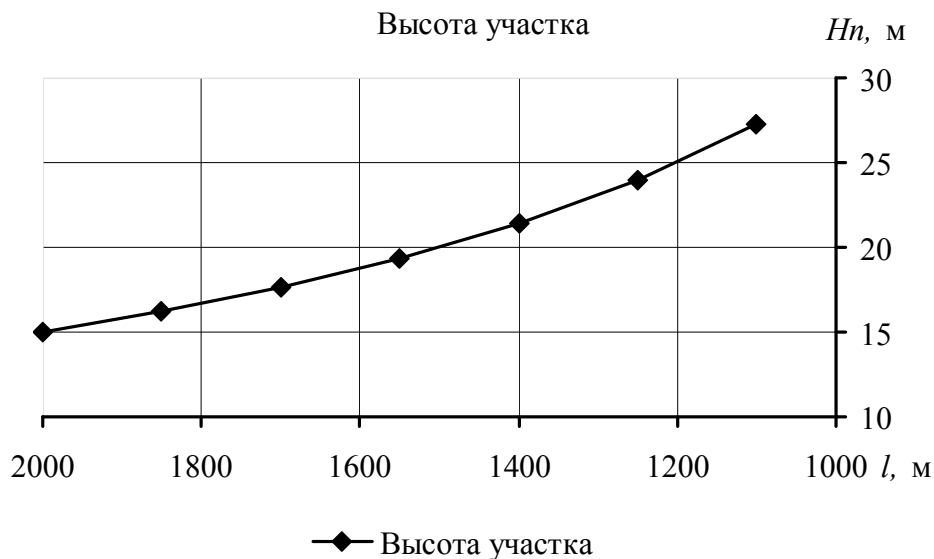


Рис. 2. График изменения высоты участка (H_n) от длины вскрышного уступа (l) при увеличении глубины карьера от поверхности до нижних горизонтов

Соответственно скорость понижения почвоуступных слоев будет разной

$$v_{e1} = \frac{Q_3^g}{l_1 \cdot Ш_{pn}}, \text{ м/год}; v_{e2} = \frac{Q_3^g}{l_2 \cdot Ш_{pn}}, \text{ м/год}; \dots v_{en} = \frac{Q_3^g}{l_n \cdot Ш_{pn}}, \text{ м/год}. \quad (9)$$

где n – количество обрабатываемых этапов (слоев) сформированных в горизонтальной плоскости, ед.

Для того чтобы определить среднее значение скорости углубки по системе почвоуступных крутонаклонных слоев используется формула определения среднего значения

$$v_{\text{ср}} = \frac{v_{e1} + v_{e2} + \dots + v_{en}}{n}, \text{ м/год} \quad (10)$$

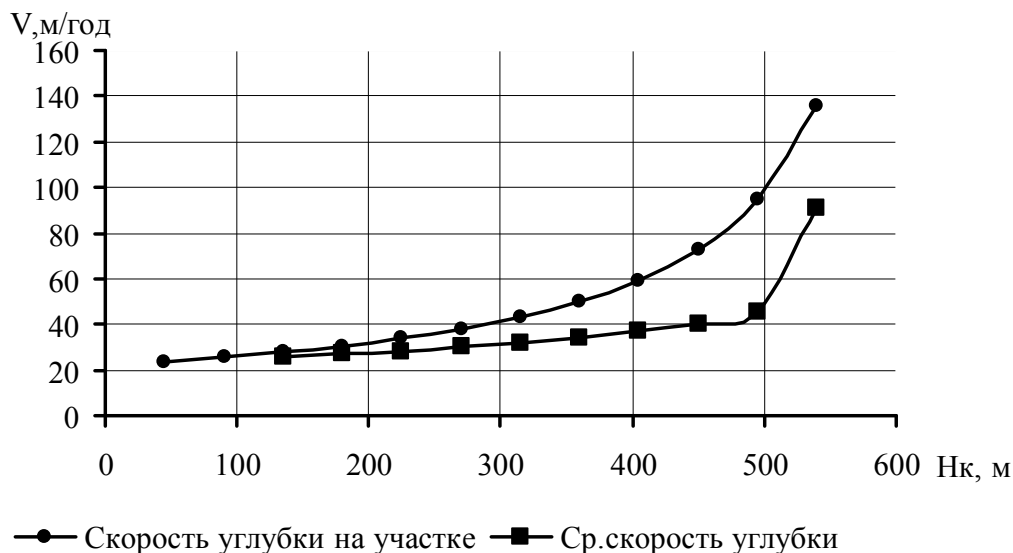


Рис. 3. График зависимости скорости понижения горных работ на вскрышных уступах при изменяющейся высоте участков по глубине

Высота каждого участка может быть одинаковой (рис. 1, б) только в том случае, если на верхних горизонтах участках будет задействовано большее количество выемочно-погрузочного оборудования. Это связано с тем, что верхние горизонты являются длиннее по сравнению с нижними и соответственно объемы, обрабатываемые на верхних участках превышают извлекаемые на нижних.

Выводы. Объемы вскрышных пород и высота обрабатываемых участков при отработке почвоуступными крутонаклонными слоями влияют на скорость понижения вскрышных уступов. Количество экскаваторов задействованных на выемке вскрышных пород прямо пропорционально зависит от скорости отработки полезного ископаемого и количества вскрышных пород извлекаемых для подготовки запасов к выемке и обратно пропорционально зависит от количества полезного ископаемого и производительности экскаваторов задействованных на выемке вскрышных пород.

Список литературы

1. Дриженко, А.Ю. Этапная отработка вскрышных пород железорудных карьеров крутонаклонными выемочными слоями /А.Ю.Дриженко // Горный журнал. – Москва, 2011, №2. - С. 25-28.
2. Арсентьев, А.И. Интенсификация горных работ в карьерах // А.И. Арсентьев, А.А. Ещенко, Б.К. Оводенко, Р.С. Пермяков / М., Изд-во «Недра», 1965. – 278 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 27.11.2014*

ПРИМЕНЕНИЕ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ПРИ ОЦЕНКЕ СЕЙСМИЧЕСКОГО РАЗЖИЖЕНИЯ ГРУНТОВ (СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА)

Приводится обзор методов оценки устойчивости грунтов к разжижению при ожидаемых землетрясениях. Подробно рассмотрен подход основанный на использовании скоростных моделей среды по данным сейсморазведки, как альтернативы или дополнение методам исследования грунтов в естественном залегании.

Наводиться огляд методів оцінки стійкості ґрунтів до розрідження при очікуваних землетрусах. Детально розглянуто підхід заснований на використанні швидкісних моделей середовища за даними сейсморозвідки, як альтернативи чи доповнення методам дослідження ґрунтів у природному заляганні.

An overview of methods for assessing the sustainability of soil to liquefaction during expected earthquakes is provided. An approach based on the using of the velocity model for seismic data is considered detailed, as an alternative or addition to research methods of soil in situ.

Введение. Оценка возможности разжижения водонасыщенных дисперсных грунтов при ожидаемых землетрясениях и его возможных последствий является важнейшей и комплексной инженерной задачей изысканий для проектирования и строительства сооружений в сейсмических районах. Анализ механизма сейсмического разжижения грунтов, основных факторов, влияющих на их разжижаемость, методов экспериментальной и экспертной оценки возможности разжижения и его последствий посвящено большое количество специальных научных публикаций, обзор которых приведен, в частности, в монографии [1].

Явление разжижения заключается в полной или частичной потере грунтом несущей способности и переходе его в текучее состояние в результате разрушения структуры и смещения частиц относительно друг друга.

Разжижение грунтов может происходить во время землетрясений с различными по величине магнитудами. Большой опасности подвергаются грунты, залегающие в первых метрах под уровнем грунтовых вод [1]. При прохождении упругой волны возбуждаются колебания частиц грунта с разными скоростями и часть контактов (тем большая, чем выше энергия волны) разрывается. В результате прочность грунта заметно (иногда в несколько раз) снижается. Сейсмическое разжижение грунтов обычно сопровождается тяжелыми авариями даже сейсмостойких сооружений: сооружения успевают "утонуть", перекосятся или даже "разорваться" на поверхности разжиженных отложений. Чем больше пористость грунта, тем при меньших динамических воздействиях начинается разжижение.

К наиболее легко разжижаемым грунтам обычно относятся:

1. Все слабосвязные грунты в водонасыщенном состоянии (пылеватые пески, супеси и легкие суглинки, в т.ч. увлажненные лессовые грунты, золы и т.п.).
2. Пески мелкие и средней крупности со степенью плотности $ID < 0,45$.

3. Связные грунты, имеющие метастабильные структуры и низкую физико-химическую активность твердой компоненты (типа ледниково-морских «плавунных» глин).

Целью данной работы является ознакомление украинских специалистов геофизиков и инженерных геологов с методом прогнозирования возможности разжижения грунтов в условиях естественного залегания, основанном на применении малоуглубинной полевой и/или скважинной сейсморазведки на поперечных S-волнах.

Изложение основного материала. В настоящее время для прогнозирования потенциальной возможности разжижения грунтов применяется широкий спектр полевых методов динамических испытаний грунтов. Их можно разделить на три основные группы: геофизические, вибрационные и геотехнические, которые принципиально различаются как набором оцениваемых показателей, так и способом их получения [2].

Наиболее часто для прогноза разжижения используется подход основанный на методе стандартной пенетрации. Подход разработан Seed и Idriss в 1971 году и основан на использовании подсчета ударов метода стандартной пенетрации (SPT), коррелируемые с параметром который называется коэффициентом циклического напряжения (CSR – cyclic stress ratio), представляющий циклическую нагрузку на грунт.

Метод стандартной пенетрации заключается в определении количества ударов N при погружении стандартного грунтоноса на глубину 30 см. Стандартный грунтонос в США имеет длину 32 дюйма (81,3 см), внешний диаметр 2 дюйма (5,18 см) и насухо погружается ударами молота массой 140 фунтов (63,5 кг), сбрасываемого с высоты 30 дюймов 5см (76,2 см).

Полученные значения N нормализуются по энергии воздействия (за стандартный принимается 60 %-й уровень потенциальной энергии свободно падающего молота) и по эффективному значению природного давления (за стандартное принято 100 кПа), что позволяет сравнивать данные для разных точек опробования $N_{1,60}$.

В основу оценки возможности разжижения положены эмпирические зависимости между числом ударов $N_{1,60}$ и критическим значением приведенного циклического напряжения сдвига ($CSR_{крит}$), вызывающего разжижение грунтов при землетрясении с магнитудой $M=7.5$ (выбрана магнитуда представительного и достаточно интенсивного толчка). Значения $CSR_{крит}$ определяется в соответствии с рекомендуемыми кривыми, построенными по результатам стандартных пенетрационных испытаний в местах, ранее подвергавшихся сейсмическим толчкам, где при толчках разной интенсивности происходило или не происходило разжижение грунтов. Кривые $CSR-N_{1,60}$ разграничивают условия возможного разжижения и неразжижения грунта.

С 1971 года данный подход был пересмотрен и обновлен (Seed 1979; Seed и Idriss 1982; Seed et al. 1983, 1985; Youd et al. 1997). В середине 1980-х Robertson и Campanella (1985), параллельно предложили методику, основанную на

статическом зондировании (СРТ), которая также была пересмотрена и обновлена (Seed и de Alba 1986; Stark и Olson 1995; Olsen 1997; Robertson и Wride 1998).

Перспективной альтернативой или дополнением к подходам, базирующимся на пенетрационных свойствах, является методика уточнения возможности сейсмического разжижения грунтов на выделенных участках и их локализация на основе скоростей поперечных волн (V_s) по данным полевой и/или скважинной сейсморазведки. Критерии разжижаемости грунтов по полевым измерениям скоростей поперечных волн были предложены в работах (Andrus, Stokoe, 1997) [3], поскольку V_s и сопротивление разжижению аналогично зависит от многих одинаковых факторов (например, коэффициент пористости, напряженное состояние и геологический возраст).

Одним важным фактором, влияющим на V_s является напряженное состояние грунта. Лабораторные исследования показали, что скорость распространения поперечной волны равно зависит от основного напряжения в направлении распространения волны и направления движения частиц.

Именно поэтому в расчетах по оценке сейсмического разжижения выполняют приведение скорости поперечных волн V_s к эталонному давлению [4]:

$$V_{s1} = V_s \left(\frac{Pa}{\sigma'v} \right)^{0.25}$$

где Pa – эталонное давление, принимаемое 100 кПа, $\sigma'v$ – эффективное природное давление грунта.

Возможность использования информации о скорости поперечных волн V_s для оценки вероятного разжижения грунтов обоснована тем, что от таких факторов как коэффициент пористости, напряженное состояние, геологический возраст и пр. в равной степени также зависит и количество ударов $N_{1,60}$ метода стандартной пенетрации. Примером могут служить достаточно тесные зависимости между V_{s1} и $N_{1,60}$ [4], полученные на основании большого числа экспериментальных данных (рис. 1).

Использование величины V_s как критерия разжижаемости грунтов имеет определенные преимущества [5]: 1) измерения V_s можно проводить в грунтах, которые сложно испытывать зондированием или отбирать образцы (например, гравийно-галечные отложения), а также в местах, где нельзя проводить разведочные работы; 2) V_s – является обязательной характеристикой при выполнении работ по сейсмическому микрорайонированию территории, эта характеристика требуется для аналитической оценки реакции грунтов на динамические воздействия и взаимодействия грунтов с сооружением в условиях таких воздействий.

Как и в методе стандартной пенетрации второй важнейшей характеристикой, определяющей возможность возникновения явления разжижения, является коэффициент циклического напряжения (CSR). В 1971 г Seed и Idriss [6] предложили метод оценки CSR на основе пикового горизонтального ускорения на поверхности массива грунтов, что позволяет его использовать и в методе, основанном на измерениях V_s .

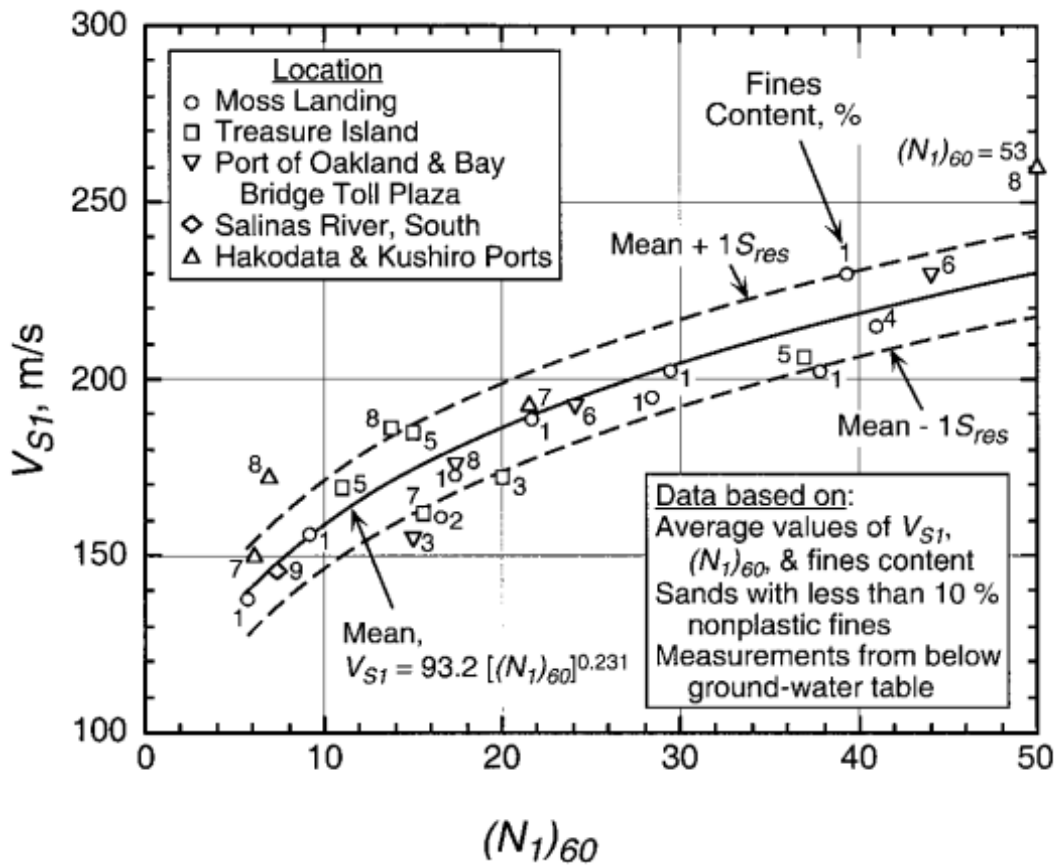


Рис. 1. Кривые связи между V_{S1} и $N_{1,60}$ [7]

Согласно данному подходу коэффициент циклического напряжения CSR может быть определен из уравнения:

$$CSR = \frac{\tau_{av}}{\sigma_v} = 0.65 \frac{a_{max}}{g} \cdot \frac{\sigma_v}{\sigma'_v} \cdot r_d$$

где τ_{av} – среднее значение ожидаемых циклических напряжений сдвига при пиковом горизонтальном ускорении на поверхности почвы a_{max} ; σ_v – полное природное давление грунта; σ'_v – эффективное природное давление грунта; r_d – коэффициент понижения напряжений с глубиной.

Пиковые ускорения a_{max} принимаются равными прогнозным значениям максимальных ускорений для проектного и максимального расчетного землетрясений. Данные характеристики получаются в ходе оценки сейсмичности площадки размещения объекта с учетом сейсмического микрорайонирования.

Полное природное давление грунта σ_v оценивается как литостатическое давление, рассчитанное на исследуемой глубине для реальной плотности грунтов выше и ниже уровня грунтовых вод.

Эффективное природное давление грунта σ'_v вычисляется как разность между полным природным давлением грунта σ_v и давлением жидкости в грунте (гидростатическое давление), которое также может быть легко оценено при известном уровне грунтовых вод и глубине точки исследований.

Рекомендуемые аналитически зависимости коэффициента понижения напряжений r_d с глубиной можно представить в виде уравнений [8]:

$$\begin{aligned} r_d &= 1,0 - 0,00765z && \text{для } z \leq 9,15 \text{ м} \\ r_d &= 1,174 - 0,0267z && \text{для } 9,15 \text{ м} < z \leq 23 \text{ м} \\ r_d &= 0,744 - 0,008z && \text{для } 23 \text{ м} < z \leq 30 \text{ м} \end{aligned}$$

где z – глубина от дневной поверхности до точки измерения, м.

Выполненные различными авторами исследования связи между коэффициентом циклического напряжения (CSR), приведенными скоростями поперечных волн к эталонному давлению (V_{S1}) и явлениями разжижения грунта для реально произошедших землетрясений, позволили получить кривые, разграничивающие поле CSR- V_{S1} на две области для которых разжижение возможно и невозможно.

На рисунке 2 приведены рекомендуемые кривые CSR- V_{S1} для оценки возможности разжижения грунта, предложенные в 1996 на семинаре NCEER (Youd et al., 1997) [5].

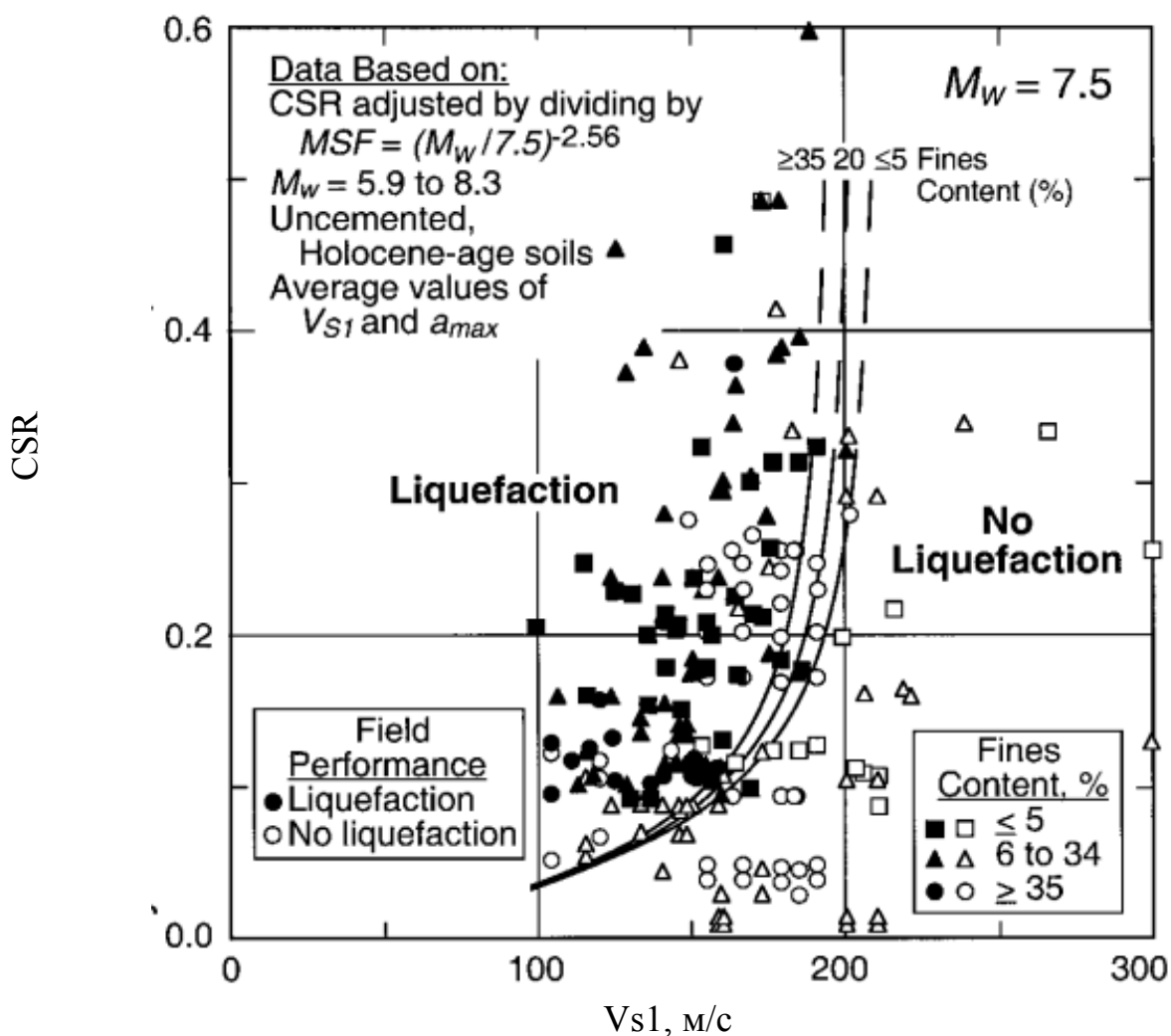


Рис. 2. Рекомендованные кривые CSR- V_{S1} , полученные для грунтов с различным содержанием пылевато-глинистых частиц

Для количественной оценки сейсмической разжижаемости грунтов в современной мировой практике используется величина потенциала разжижения (F_L), имеющего физический смысл коэффициента запаса:

$$F_L = \frac{CRR}{CSR},$$

где CSR (cyclic stress ratio) – коэффициентом циклического напряжения; CRR (cyclic resistance ratio) – коэффициент циклического сопротивления.

Параметр CRR может быть определен на основании приведенной скорости поперечных волн к эталонному давлению (V_{S1}).

В результате многочисленных исследований (Sykora, 1987, Kayen et al, 1992; Robertson et al., 1992; Stokoe et al., 1985) была предложена следующая зависимость между CRR и V_{S1} :

$$CRR = a \left(\frac{V_{S1}}{100} \right)^2 + b \left(\frac{1}{V_{s1}^* - V_{S1}} - \frac{1}{V_{s1}^*} \right),$$

где V_{s1}^* – критическое для проявления разжижения значение скорректированной скорости поперечных волн V_{S1} ; а и b – параметры кривой, для построения рекомендуемых кривых приняты 0,022 и 2,8, соответственно [6].

Критические скорости V_{s1}^* зависят от содержания пылевато-глинистых частиц в грунте и принимаются равными [4]:

$V_{s1}^* = 200$ м/с при содержании пылевато-глинистых частиц $FC \geq 35\%$;

$V_{s1}^* = 215 - 0,5 \cdot (FC - 5)$ м/с при содержании пылевато-глинистых частиц $5\% < FC < 35\%$;

$V_{s1}^* = 215$ м/с при содержании пылевато-глинистых частиц $FC < 5\%$.

Разжижение, по прогнозам, происходит, когда $F_L \leq 1$, и разжижение не происходит, когда при $F_L > 1$.

Выводы. Принимая во внимание, что для территории Украины характерно большое число промышленных объектов повышенного класса ответственности, для которых в обязательном порядке выполняются работы по оценке сейсмичности, рассмотренный подход может найти широкое применение.

Так, в частности, при наращивании хвостохранилищ, шламоохранилищ и золоотвалов в основании ограждающих дамб последующих ярусов расположены низкоскоростные, обводненные техногенные грунты. При проектировании этих сооружений в обязательном порядке необходимо учитывать возможность разжижения грунтов в их основании.

Список литературы

1. Вознесенский Е.А. Землетрясения и динамика грунтов, 1998.
2. Вознесенский Е.А., Коваленко В.Г., Кушнарева Е.С., Фуникова В.В. Разжижение грунтов при циклических нагрузках. М. МГУ, 2005. 134 с.
3. Andrus, R. D., and Stokoe, K. H. Liquefaction resistance based on shear wave velocity // Proc., NCEER Workshop on Evaluation of Liquefaction Resistance of Soils, Tech. Rep. NCEER-97-

- 0022, T.L. Youd and I. M. Idriss, eds., National Center for Earthquake Engineering Research, Buffalo.- 1997. - P. 89–128.
4. Ronald D. Andrus, Kenneth H. Stokoe, Riley M. Chung. Draft guidelines for evaluating liquefaction resistance using shear wave velocity measurements and simplified procedures // Building and Fire research laboratory, National institute of standards and technology, Gaithersburg, MD 20899, March 1999.
 5. Youd, T. L., Idriss, I. M., Andrus, R. D., Arango, I., Castro, G., Christian, J. T., Dobry, R., Finn, W. D. L., Harder Jr., L. F., Hynes, M. E., Ishihara, K., Koester, J. P., Liao, S. S. C., Marcuson III, W. F., Martin, G. R., Mitchell, J. K., Moriwaki, Y., Power, M. S., Robertson, P. K., Seed, R. B., and Stokoe II, K. H.: Liquefaction resistance of soils summary report from 1996 NCEER and 1998 NCEER/NSF workshops on Evaluation of Liquefaction Resistance of Soil, J. Geotech. Geoenviron. Eng., - 2001, P. 817–833.
 6. Seed, H. B. and Idriss, I. M. Simplified Procedure for Evaluating Soil Liquefaction Potential, Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division, ASCE, Vol. 97, No SM9, Proc. Paper 8371.-1971, P. 1249–1273.
 7. Ronald D. Andrus, Kenneth H. Stokoe. Liquefaction resistance of soils from shear wave velocity // Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering.-2000.- Vol. 126.- №11.
 8. Seed R.B., Cetin K.O., Moss R.E.S. et al. Recent advances in soil liquefaction engineering: a unified and consistent framework // 26th Annual ASCE Los Angeles Geotechnical spring seminar, Long Beach, California.- 2003.

*Рекомендовано до публікації д.г.-м..н. Тяпкіним К.Ф.
Надійшла до редакції 25.09.2014*

УДК 519.876

© I.V. Novitsky L.R. Kuzmin

THE OPTIMIZATION OF THE CRUSHING COMPLEX PROCESS OF LOADING

В данной статье описывается задача оптимизации процесса загрузки дробильного комплекса, методы ее решения, а также сложности, возникающие при решении.

В даній статті описується задача оптимізації процесу завантаження подрібнювального комплексу, методи її вирішення, а також труднощі, що з'являються при її вирішенні.

This article describes the problem of optimizing the loading process of crushing complex, methods for its solution, and the complexities with the solution.

Introduction

The usage of high-performance quarry transport tools and improving the organization of its work is a prerequisite for the effectiveness of open pit mining. In this sense, it is appropriate to use cyclic-flow technology while minimizing downtime of vehicles, excavation and loading machinery, conveyor transport and crushing equipment at the quarries [1].

Most automation systems in the quarries of Ukraine based on consolidating a certain amount of dump trucks for excavator during the shift, and serve machines for loading by manager's instruction.

Optimization problem of crushing and transshipping complex is relevant. It is so, because of it's specific, which lies in the discrete nature of the loading bunker-feeder dump and continuous nature of its devastation conveyor.

Formulation of the problem

The work of crushing and transshipping complex can be represented as a functional diagram shown in Figure 1.

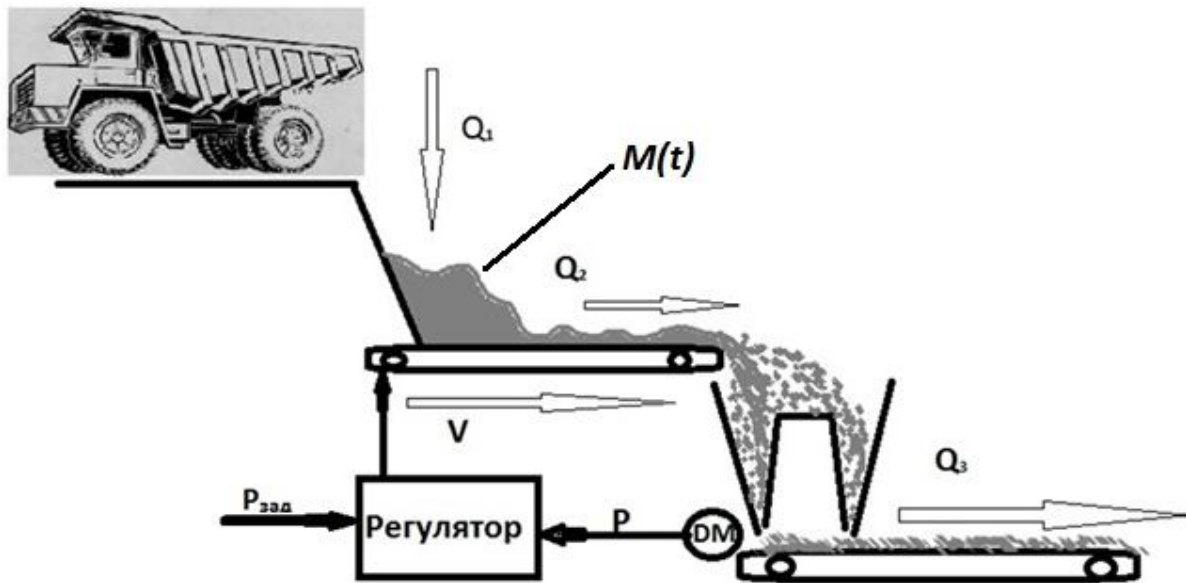


Fig.1. Functional diagram of the crushing complex

Overburden is discharged by dump trucks into the bunker-feeder, creating a flow of material Q_1 .

Q_1 represents a sequence of low pulses during the time duration. The area of each pulse is equal to the mass of material in a suitable machine. $M(t)$ – the mass of material in the bunker at the moment t . It is evident that $0 \leq M(t) \leq M_{max}$. V – feeder speed, which is ruled by control system of the crusher Dp . The objective of managing is stabilization crusher power P , measured by a sensor DM , on the task level of $P_{зад}$. The flow of material into the crusher Q_2 depends on the speed of the feeder V and the mass of material in the bunker M . The flow of the crushed material Q_3 is discharged with the conveyor beyond the boundaries of the quarry.

Mathematical model of crushing and transshipping complex with the crusher management system represented in block diagram form in Figure 2.

The amount of material in the bunker M is determined by integrating the difference between the input Q_1 and output Q_2 flows. Output flow Q_2 in the first approximation assumed to be multiplication of the amount of material in the bunker M , the speed of the feeder V and the coefficient K_1 , which has a sense of the part of mass M , which falls on the running meter of the feeder:

$$Q_2 = K_1 \cdot V \cdot M \quad (1)$$

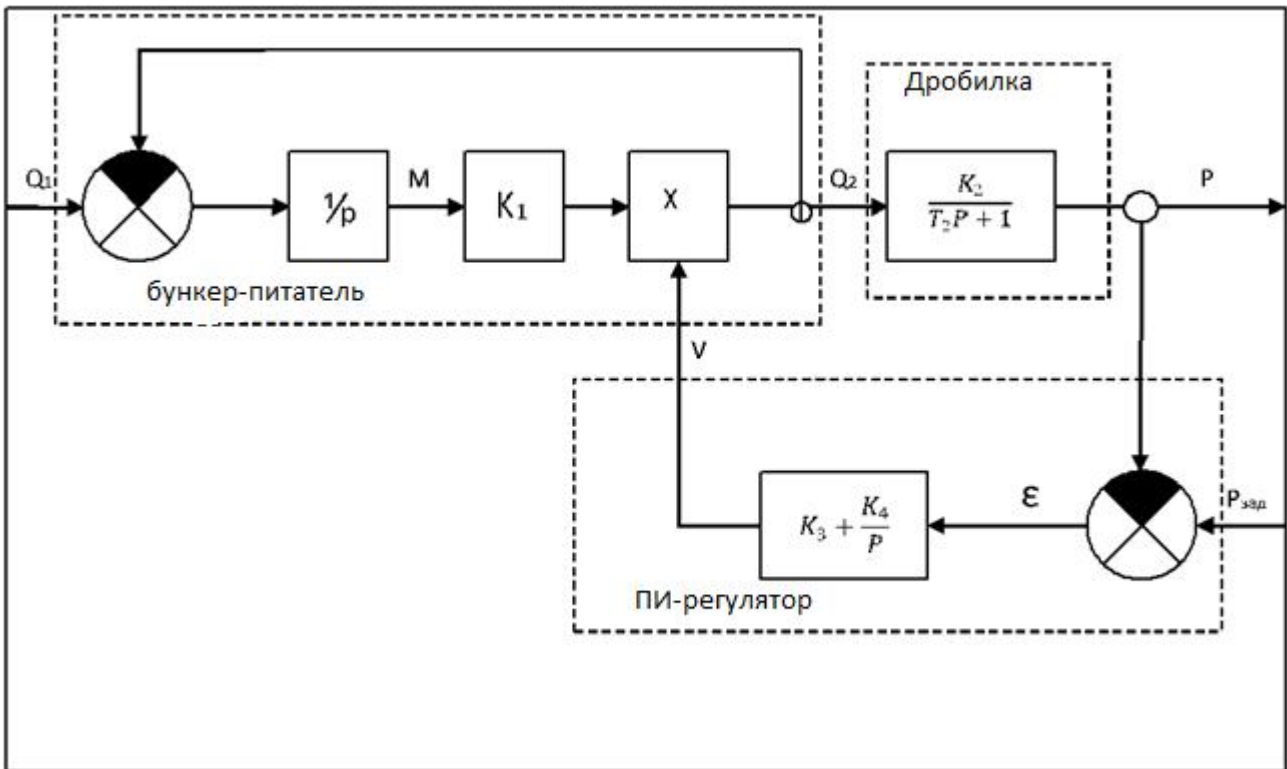


Fig. 2. Mathematical model crushing and transshipping complex.

Crusher as an object of automation by the channel: «the input Q_2 – consumed power P » is represented by the simple aperiodic link with the transmission coefficient K_2 and a time constant T . Stabilization of power at the task level $P_{зад}$ is the objective of managing of the crusher and is implemented using a PI-controller by changing the speed of the feeder V .

Efficiency of the crushing and transshipping complex assumes implementation, at least two main purposes:

1. Minimization of losses from operational downtime of dump trucks in the queue to unload because of the overloaded bunker. The relevant criterion has such view:

$$J_1 = \int_0^T C_1 \cdot g(t) \cdot dt, \quad (2)$$

where C_1 – loss per unit of time from one machine downtime; $g(t)$ – number of vehicles in the queue at the moment t .

2. Minimizing losses caused by deviation of the crusher mode from specified mode in the sense of providing $P_{зад}$. The criterion:

$$J_2 = \int_0^T C_2 \cdot [P_{зад} - P(t)]^2 \cdot dt, \quad (3)$$

where C_2 – coefficient taking into account the loss due to the deviation from the task of the current values of the crusher's power $P(t)$.

Thus, the generalized criterion expressed in terms of the cost and has the view of:

$$J = J_1 + J_2 \quad (4)$$

Denote: Q – the total number of vehicles, which are working on crushing and transshipment complex. It is evident that the dependence $J_1(Q)$ – is straight, because of, as Q increases, the losses from idle of vehicles increases; the dependence $J_2(Q)$ – is reverse, because of, as Q grows less likely underloading crusher. The problem consists in determining the optimal number of vehicles in which the generalized criterion J takes the minimum value:

$$J = J_1 + J_2 \rightarrow \min_Q \quad (5)$$

Solution of the problem

The formulated problem (5) is complicated due to the action of random factors that cannot be neglected. First of all, the arrival of trucks for unloading is a random stream of homogeneous events. Its intensity is determined by the number of working machines Q , as well as the number of dump trucks in the upload queue $g(t)$. Therefore, the time interval between the arrivals of trucks for unloading is a random variable. Its characteristics (or distribution law) are simply determined from the experimental data. Moreover, the crusher's performance strongly depends on the mechanical properties of material is crushing. That is why the crusher's transfer coefficient K_2 on Fig. 2 varies in time. Characteristics of the random process $K_2(t)$ can also be estimated based on the analysis of experimental data.

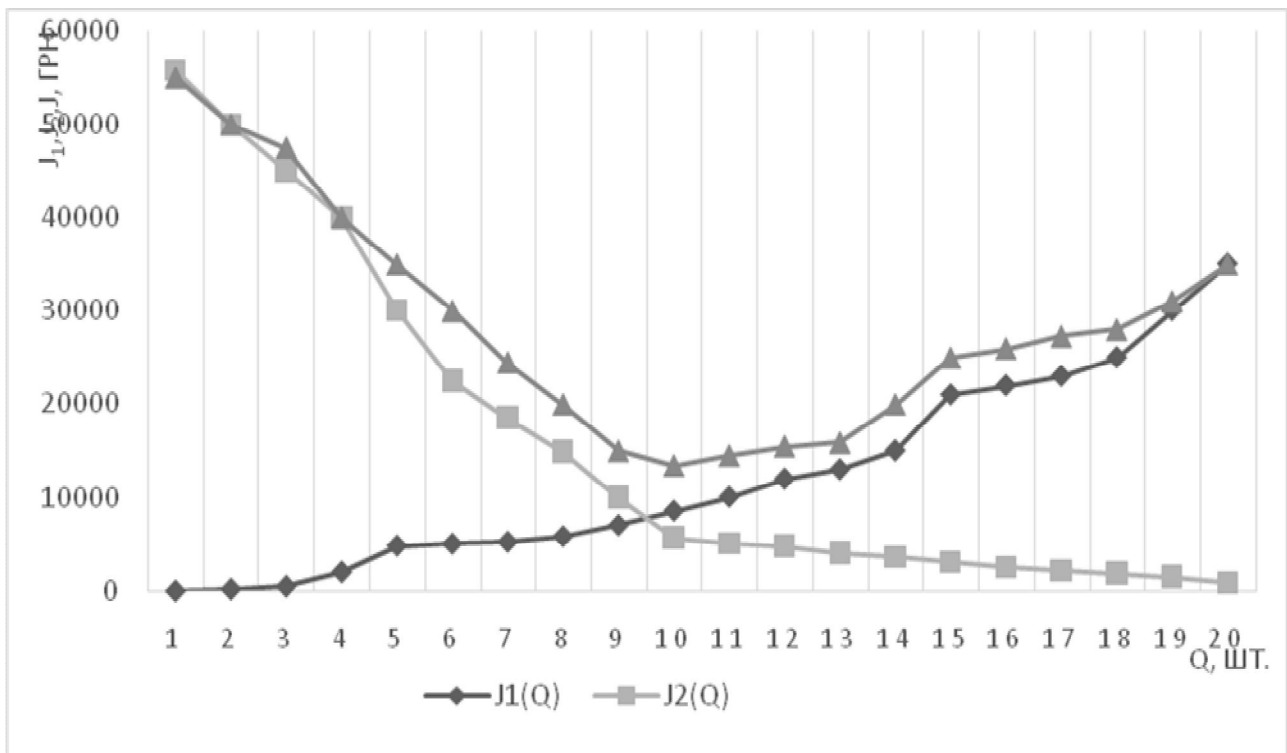


Fig. 3. Depending of the generalized criterion J and its components J_1 and J_2 on the parameter of optimization Q

Specificity of the above problem does not allow using of known analytical methods of the queuing theory or the theory of automatic control for its solution. The

approach based on simulation modeling is appropriate in the general case [3]. Figure 3 shows the results of computational experiment for the conditions of "ЦГОК" quarry and crushing and handling complex "ДПП – 2000". Modelling of processes performed according to the scheme Fig.2, using the method of Δt in the interval $0 \div T$ which is sufficient to provide the desired accuracy.

Parameter optimization was the number of machines Q , which was ranged from 1 to 20. From the Figure 3 follows that $J_1(Q)$ is increasing, and $J_2(Q)$ is decreasing, and the dependence of the generalized criterion $J(Q)$ has an obviously expressed minimum, at the optimal value of $Q = 10$.

Conclusion

1. Optimizing crushing and handling complex by unit operating costs is a stochastic programming problem. Here the parameter of optimization is the number of working machines.

2. Formulated optimization problem can be solved by simulation modelling method.

3. The solution of the problem allows to obtain the benefits by reducing unit-operating costs.

Sources

1. Анистартов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. – Москва:Недра – 1995г.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы, часть II. Технология и комплексная механизация. – Москва:Недра – 1985г.
3. Томашевский В.Н. Імітаційне моделювання систем та процесів. – Київ ІСДО, ВІПОЛ – 1994 р.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.
Надійшла до редакції 16.09.2014*

УДК 622.647.2

© С.В. Корнеев, В.П. Долгих

СТРУКТУРИРОВАНИЕ КОМПЬЮТЕРНОЙ МОДЕЛИ СИСТЕМЫ «ГРУЗ – КОНВЕЙРНАЯ ЛЕНТА – РОЛИКООПОРЫ» В ПРОГРАММНОМ КОМПЛЕКСЕ ANSYS WORKBENCH

Описывается процедура построения и структура компьютерной модели системы «груз – лента – роlikоопоры» в программном комплексе ANSYS. Приведен пример моделирования напряженно-деформированного состояния элементов системы.

Описується процедура побудови та структура комп'ютерної моделі системи «вантаж – стрічка – роликoопори» в програмному комплексі ANSYS. Наведено приклад моделювання напружено-деформованого стану елементів системи.

Procedure of construction and structure of computer model system «bulk – conveyer belt – rollers» in a programmatic complex ANSYS is described. It is an example of is resulted stress-strain state of the system elements.

В настоящее время в соответствии с основными положениями Энергетической стратегии Украины на период до 2030 года объем добычи угля планируется увеличить до 130 млн. т. в год. Это неизбежно приведет к возрастанию нагрузки на все участки горного производства, а также к необходимости разработки мероприятий по энергосбережению.

На подземный магистральный и участковый конвейерный транспорт приходится около 15,4 % общего по шахте расхода электроэнергии [1]. При этом важным фактором энергосбережения остается снижение сопротивлений движению ленты с грузом по конвейерному ставу.

Известно значительное число научных работ, в которых указываются основные причины возникновения сопротивления движению тягового органа (ТО): вдавливание роликов в обкладочную резину ленты, изгибные деформации ленты и груза при ее прохождении по конвейерному ставу и трение в подшипниках роликов.

Эти, преимущественно, экспериментальные исследования подготовили почву для разработки дифференциальных методов тягового расчета, основной идеей которых является расчет локальных сопротивлений движению на каждой роликоопоре, являющихся суммой отдельных сопротивлений, соответствующих каждому из приведенных выше источников. Такой подход предопределил следующий этап исследований каждого вида сопротивлений в отдельности и появление множества публикаций на эту тему. Например, в работе [2] на основе наследственной теории упругости рассматривается сопротивление от изгиба ленты с грузом при прохождении роликоопор. При этом лента представляется в виде изгибающейся в вертикальной плоскости цилиндрической пластины, касающейся роликов в одной точке.

В работе [3] при определении сопротивления, возникающего при вдавливании роликов в ленту, которая представляется в виде пластины с поверхностным слоем резины, используется модель стандартного линейного тела.

Теоретические исследования позволили выявить, по крайней мере, на качественном уровне, факторы, оказывающие наиболее существенное влияние на исследуемые сопротивления движению ленты с грузом. Полученные при этом сложные и громоздкие аналитические зависимости показателей напряженно-деформированного состояния (НДС) элементов системы «груз – лента – роликоопоры» (ГЛР) оказались малоприменимыми для практических целей.

В каждом случае исследовались некоторые предельные состояния НДС. Чрезмерная идеализация системы исключает возможность рассмотрения всего спектра НДС, возникающих в результате одновременного воздействия всех факторов.

Новые возможности исследования сложных НДС системы появились в связи с развитием компьютерных технологий, в частности, пакета программ ANSYS, основывающихся на методе конечных элементов (МКЭ) [4].

Известны исследования с применением ANSYS ленточных трубчатых конвейеров [5]. Хотя разработанные для них модели и результаты моделирования, в силу специфики конвейеров и принятых допущений относительно ленты

и груза, не могут быть в полной мере распространены на серийные шахтные ленточные конвейеры, тем не менее, полученный опыт демонстрирует широкие возможности ANSYS.

Очевидно, применение ANSYS позволит снять ряд ограничений и допущений, максимально приблизить модель системы ГЛР к реальному объекту, исследовать сложные НДС, не выделяя отдельные виды деформаций, и на этой основе разработать дифференциальную методику тягового расчета конвейера.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является разработка процедуры построения и структуры компьютерной модели системы «груз – лента – роликоопоры» в программном комплексе ANSYS, позволяющей исследовать сложное напряженно-деформированное состояние ее элементов при установившемся движении конвейера.

Моделирование системы ГЛР, расчетная схема которой представлена на рис. 1, проводится поэтапно согласно структурной схеме, приведенной на рис. 2.

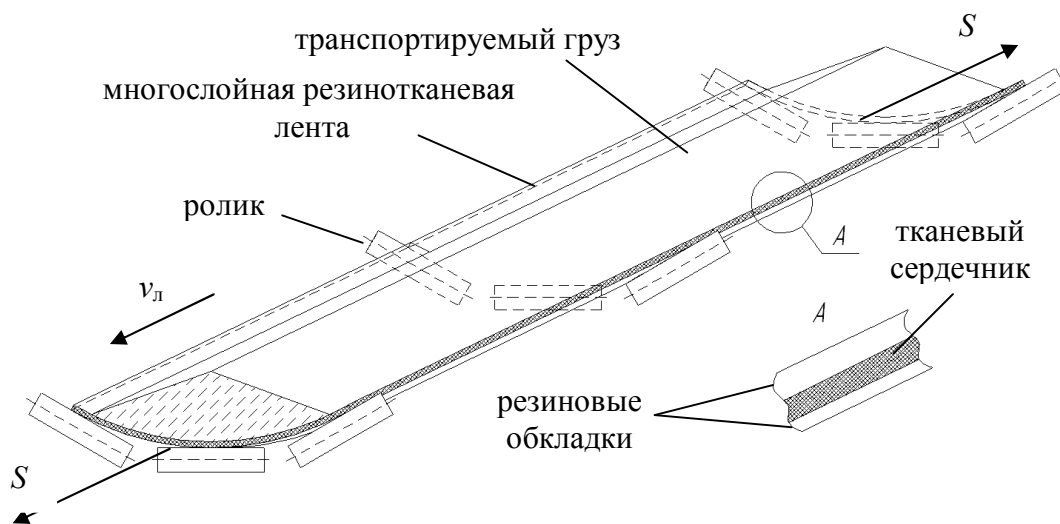


Рис. 1. Расчетная схема системы ГЛР

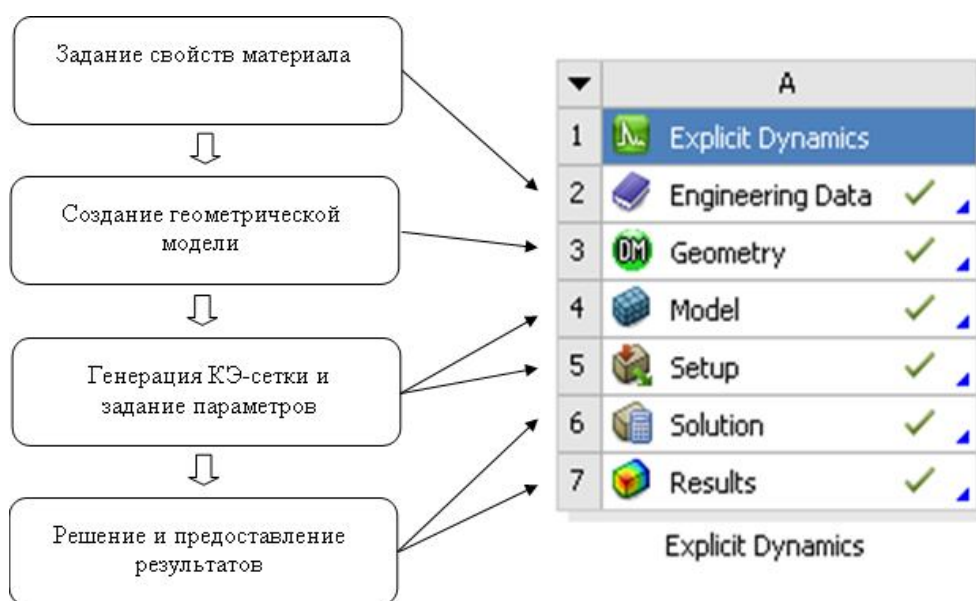


Рис. 2. Структурная схема моделирования в ANSYS Workbench

Вначале в блоке Engineering Data, исходя из физических представлений о природе структурных элементов системы ГЛР, из набора типовых моделей, описывающих те или иные материалы, выбираются наиболее подходящие, с параметрами, отражающими определенные физико-механические свойства реальных объектов. Для насыпного гранулированного груза (угля, породы) принимается модель Drucker-Prager, рекомендуемая для упруго-идеально-пластических материалов. Модель Drucker-Prager основывается на одноименном критерии текучести, согласно которому поверхность текучести представляет собой круговой конус с параметрами материала, подобранными таким образом, что эта поверхность является описанной вокруг шестигранника Мора-Кулона. Резиновые обкладки ленты представляются двухпараметрической моделью Mooney-Rivlin, которая обычно применяется для исследования гиперупругих материалов. Изотропный материал считается гиперупругим, если характеризуется функцией плотности энергии деформирования, которая является скалярной функцией тензора деформации или тензора перемещения. Производные функции по компонентам деформации определяют соответствующие компоненты напряжений. Модель идентифицируется так называемыми материальными коэффициентами C_{10} и C_{01} , определяемыми расчетным путем на основании экспериментальных зависимостей «нагрузка – деформация». Сердечник ленты представляется в виде ортотропной оболочки. Ролики рассматриваются как твердое упругое тело.

Этап построения трехмерной геометрической модели системы реализуется в модуле Design Modeler блок Geometry.

Далее, для реализации численного решения поставленных задач, на геометрическую модель наносится конечно-элементная сетка. Данная процедура осуществляется в модуле Mechanical блок Model. После получения сетки конечных элементов задаются параметры процесса движения ленты с грузом и внешние воздействия на систему. Контактная задача взаимодействия элементов в системе ГЛР решается с помощью метода штрафных функций.

На последнем этапе построения системы ГЛР задаются конструктивные, силовые и режимные параметры реального конвейера. Наконец, процесс моделирования завершается проведением спланированных компьютерных экспериментов с последующей обработкой и интерпретацией результатов.

В качестве примера рассматривается процесс моделирования системы (см. рис. 1), состоящей из трех трехроликовых опор, насыпного груза – угля и резиноканевой ленты 1000 EP-800/4-5+2, движущейся со скоростью $v_{л} = 2,5$ м/с. Диаметр роликов – 0,108 м, ширина ленты – 1 м; расстояние между роликосопами – 1,2 м. Вес груза на участке ленты – 3100 Н, натяжение ленты – 20 кН.

Параметрам модели груза присваиваются следующие значения: плотность $\rho = 1000$ кг/м³, модуль упругости $E = 3,2 \cdot 10^7$ Па, коэффициент Пуассона $\nu = 0,21$, модуль сдвига $G = 1,32 \cdot 10^7$ Па, объемный модуль $K = 1,83 \cdot 10^7$ Па. При моделировании сердечника ленты принимаются: $\rho = 1300$ кг/м³, модуль упругости по оси x $E_x = 8 \cdot 10^8$ Па, модули упругости по осям y и z $E_y = E_z = 3,2 \cdot 10^8$ Па, $\nu = 0,4$, модуль сдвига по оси x $G_x = 2,85 \cdot 10^8$ Па, модули сдвига по осям y и z $G_y =$

$G_z = 1,14 \cdot 10^8$ Па. Как установлено в работе [6], для модели резины типа 2М-1200-4-ТК-200-2-5-2 в ANSYS версии 14.0 $C_{10} = 0,66$ и $C_{01} = -0,32$ МПа.

Геометрическая модель и нанесенная на нее конечно-элементная сетка отражены на рисунках 3 и 4.

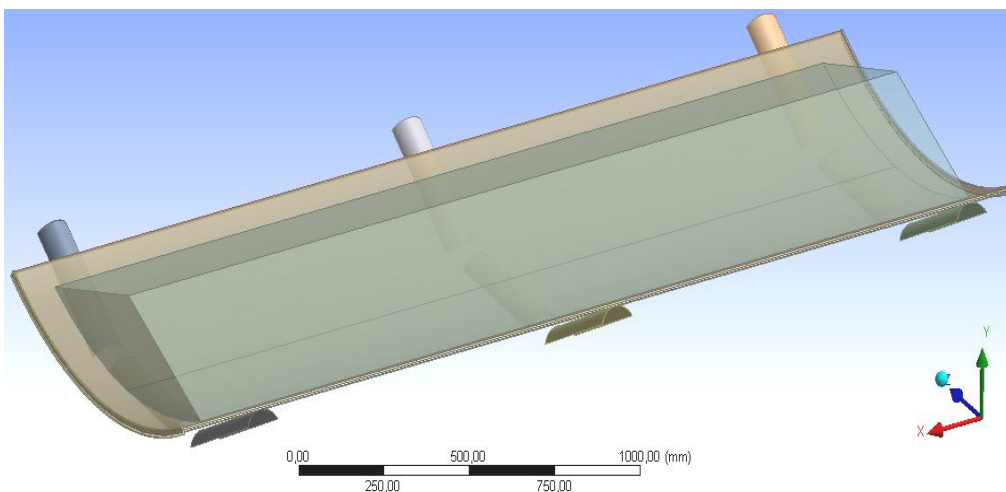


Рис. 3. Геометрическая модель системы ГЛР

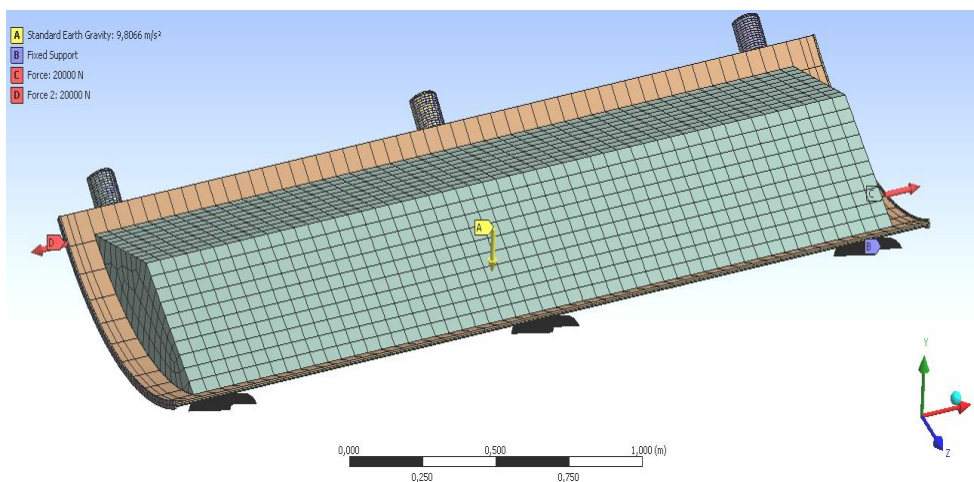


Рис. 4. Конечно-элементная сетка модели системы ГЛР

Результаты исследования НДС системы ГЛР представлены на рисунках 5–7.

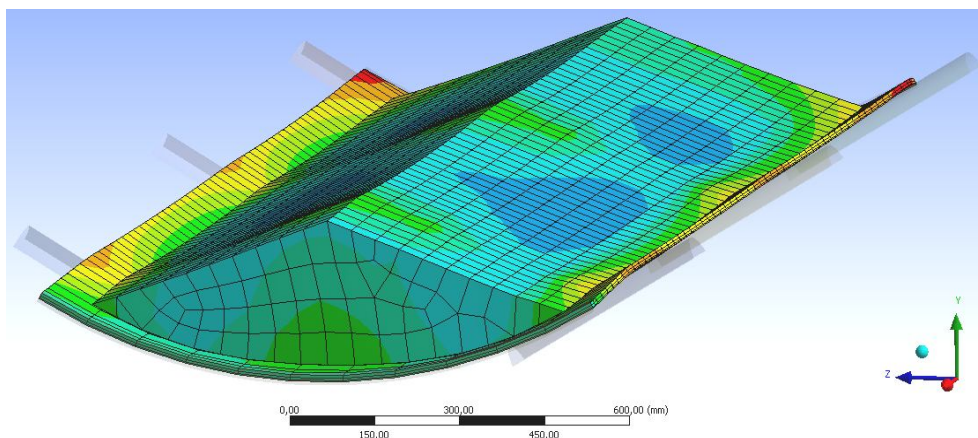


Рис. 5. Картина распределения деформаций в модели системы ГЛР

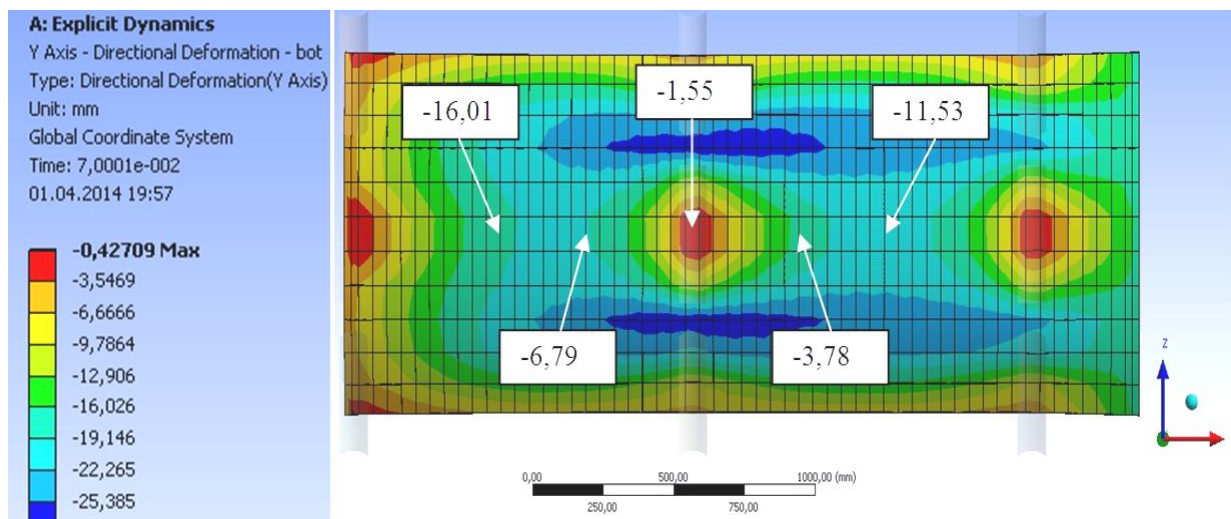


Рис. 6. Картина распределения деформаций в модели (вид снизу)

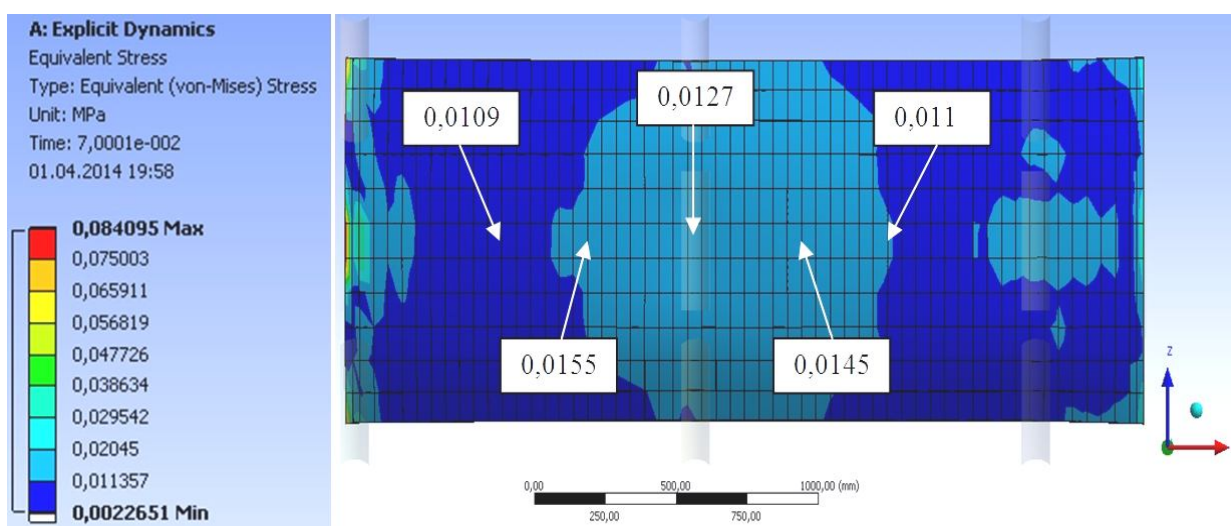


Рис. 7. Картина распределения эквивалентных напряжений в модели (вид снизу)

На рис. 6 отражено поле распределения деформаций, как на роликах, так и в пролете между роликоопорами. При этом максимальный провес ленты составляет 16 мм, а минимальная деформация ленты, которая наблюдается на среднем ролике, составляет 1,55 мм, что отражает реальную картину провисания при заданном натяжении. Если в теоретической работе [3] проекция области контакта ленты со средним роликом на горизонтальную плоскость представляется в виде эллипса, то проекция этой же области, полученная в результате моделирования, имеет более сложную форму. Между тем, в обоих случаях наблюдается смещение области контакта и зоны повышенных напряжений относительно ролика против хода ленты, что объясняется реологическими свойствами резины. Заметим, что согласно современным представлениям о контакте движущейся ленты с роликом, именно в результате такого смещения центра приложения сил образуется крутящий момент, препятствующий вращению роликов и поясняющий возникновение сопротивления движению ленты от вдавливания.

На рис. 7 показаны поля распределения расчетных эквивалентных напряжений в нижней обкладке ленты. Эквивалентные напряжения определяются типом напряженного состояния (значениями соответствующих ему главных напряжений) и критерием прочности. Полученные распределения деформаций, перемещений и напряжений также находятся в полном соответствии с положениями теории [7], согласно которой от середины пролета и до роlikоопоры по ходу ленты имеет место зона пассивного давления груза ($p_{\text{пас}} = 0,0155$ МПа), а сразу же за роlikоопорой – зона активного давления груза ($p_{\text{акт}} = 0,0145$ МПа). В пролетах между роlikоопорами наблюдается развал ленты и груза. Разница значений $p_{\text{пас}}$ и $p_{\text{акт}}$, отстоящих на одинаковом расстоянии от роlikоопоры (0,6 м), объясняется возникновением дополнительных распорных сил со стороны груза при его сжатии на пассивном участке, что также существенно влияет на изменение провеса ленты.

Выводы и направление дальнейших исследований. Итак, разработана процедура построения и структура компьютерной модели системы «груз – лента – роlikоопоры» в программном комплексе ANSYS. Модель позволяет исследовать систему комплексно при всем многообразии ее свойств и внешних воздействий, воссоздавая сложную картину напряженно-деформированного состояния ее элементов. Подтверждено соответствие результатов моделирования известным фактам и положениям теорий, описывающих отдельные, частные виды деформаций (вдавливание роликков в обкладочную резину ленты, изгиб ленты между роlikоопорами и т.д.).

Разработанная модель системы «груз – лента – роlikоопоры» создает предпосылки для всестороннего исследования напряженно-деформированного состояния ее элементов, создания дифференциальной методики тягового расчета и оптимизации конструктивных и режимных параметров, минимизирующих затраты энергии.

Список литературы

1. Пивняк Г.Г. Энергоэффективные технологии на угольных шахтах и в энергетике / Г.Г. Пивняк, В.Т. Зайка, Ю.Т. Разумный, А.В. Рухлов //Электрика. – 2010. – № 10. – С. 3 – 8.
2. Кирия Р.В. Определение коэффициента сопротивления движению ленты по роlikоопорам конвейера, обусловленного изгибом ленты / Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Т.Ф. Мищенко // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск, 2012. – Вып. 106. – С. 140–146.
3. Lodewijks G. Energy Consumption of Pipe Belt Conveyors: Indentation Rolling Resistance / G. Lodewijks, M. Zamiralova // FME Transactions. – 2012. Vol. 40. – P. 171 – 176.
4. Бруяка В. А. Инженерный анализ в ANSYS Workbench: Учеб. пособ. / В. А. Бруяка, В. Г. Фокин, Е. А. Солдусова. – Самара: Самар. гос. техн. ун-т, 2010. – 271 с.
5. Дмитриев В.Г. Методика тягового расчета ленточного трубчатого конвейера / В.Г. Дмитриев, Н.В. Сергеева // ГИАБ. – М.: МГТУ, 2011. – № 7. – С. 218 – 228.
6. Корнеев С.В. Коэффициенты модели Муни-Ривлина в пакете программ ANSYS, полученные для обкладочной резины шахтных конвейерных лент / С.В. Корнеев, В.П. Долгих // Сб. научн. трудов ДонГТУ. ИПЦ «Ладо». – 2014. – Вып. 42. – С. 45 – 49.
7. Галкин В.И. Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий / В.И. Галкин, В.Г. Дмитриев, В.П. Дьяченко и др. – М.: Изд-во МГТУ, 2005. – 543 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 23.10.2014*

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ РОТОРА БУРОВОГО СТАНКА, УЧИТЫВАЮЩАЯ ВЛИЯНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БУРИЛЬНОЙ КОЛОННЫ ПРИ ПРОСТРАНСТВЕННОМ ОРИЕНТИРОВАНИИ БУРОВОГО СНАРЯДА В СКВАЖИНЕ

В статье приведена разработанная имитационная модель управления электроприводом ротора бурового станка, позволяющая определять влияние динамических параметров буровой колонны на пространственное ориентирование бурового снаряда.

У статті приведена розроблена імітаційна модель керування електроприводом ротора бурового верстата, що дозволяє визначати вплив динамічних параметрів бурової колони на просторове орієнтування бурового снаряду.

The developed simulation model of management the electromechanic of rotor of boring machine-tool is resulted in the article, allowing to determine influence of dynamic parameters of boring column on the spatial orientation of boring shell.

Вступление. При вертикальном, направленном, а также «веерном» бурении скважин часто возникает необходимость коррекции положения бурового снаряда. Это возможно осуществлять разными способами. Для этого используется отклонитель, или кривая труба, или управляемый отклонитель с изменяемым углом перекоса [1,2], которые устанавливаются в заданном направлении поворотом всей колонны.

Бурение глубоких скважин требует большой точности при выполнении этой операции. В связи с этим возникает необходимость учета факторов, вносящих погрешность на пространственное положение бурового снаряда при его ориентировании [1].

Анализ публикаций. В [3] приведены способы и методы повышения точности измерения пространственного положения бурового снаряда, учитывающие влияние температур и магнитных полей на получаемую информацию с забоя от акселерометров и других устройств. Большая длина буровой колонны при бурении глубоких скважин требует также учета ее динамических свойств, так как в этом случае проявляется такое ее свойство как упругость. То есть, необходимо учитывать жесткость буровой колонны в процессе ее поворота, так как это влияет на точность установки. Кроме того, трение колонны о стенки скважины может вызвать отставание утяжеленного низа буровой колонны при повороте ротора бурового станка. Также не исключается ситуация, когда отставание происходит не по линейной зависимости или не плавно (например по экспоненте), а скачкообразно, в зависимости от точек касания буровой колонны со стенками скважины или обсадными трубами и их освобождения от соприкосновения с ними.

Цель работы: Разработка имитационной модели, позволяющей проводить исследования влияния динамических параметров буровой колонны при пространственном ориентировании бурового снаряда в скважине.

Задача. Определить степень влияния жесткости и вязкого трения бурильной колонны на точность установки бурового снаряда.

Изложение основного материала исследования. В [1] указывается, что управление ориентацией бурового снаряда, учитывающее жесткость бурильной колонны при ее вращении ротором бурового станка может осуществляться двумя принципиально различными способами. В основу первого способа положено управление ориентацией бурового инструмента с помощью преобразователей азимутального и зенитного углов; в основу второго - управление ориентацией посредством измерительных преобразователей кривизны и кручения. Первый способ известен и может применяться как при ручном, так и при автоматическом управлении, но имеет тот недостаток, что на показания преобразователей могут оказывать влияние различные внешние факторы, в том числе такие как температура, магнитные свойства породы, вибрация. Второй способ рассмотрен и исследован в [1], где даны рекомендации по его применению.

В связи с совершенствованием современных технических средств измерения представляется целесообразным выполнить исследования возможности повышения точности управления установкой положения отклонителя с учетом упругости колонны по первому способу, а также рекомендаций в [3], где приводятся алгоритмы и полиномы коррекции показаний датчиков пространственного положения бурового инструмента, существенно повышающие точность их показаний.

Механическая часть электропривода электромеханической системы “электропривод роторного стола - бурильная колонна - буровой инструмент” (ЭП-БК-БИ) представляет собой систему твердых тел, на движение которых наложены ограничения, определяемые механическими связями [4]. Уравнения механических связей устанавливаются соотношениями между перемещениями в системе. Так как в рассматриваемой системе присутствуют соотношения между скоростями ее элементов, то соответствующие уравнения связей обычно интегрируются. Таким образом связи в рассматриваемой системе можно считать голономными [4]. В системах с голономными связями число независимых переменных – обобщенных координат, определяющих положение системы – равно числу степеней свободы системы. Наиболее общей формой записи дифференциальных уравнений движения таких систем являются уравнения движения в обобщенных координатах (уравнение Лагранжа):

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial W_k}{\partial \bar{q}_i} \right) - \frac{\partial W_k}{\partial q_i} = Q_i, \quad (1)$$

где W_k - запас кинетической энергии, выраженный через обобщенные координаты q_i и обобщенные скорости \bar{q}_i ; $Q_i = \frac{\delta A_i}{\delta q_i}$ обобщенная сила, определяемая суммой элементарных работ δA_i всех действующих сил на возможном перемещении δq_i . Уравнения Лагранжа дают единый и достаточно простой метод математического описания динамических процессов в механической части при-

вода, их число определяется только числом степеней свободы системы. В качестве обобщенных координат могут быть приняты как угловые, так и линейные перемещения в системе, поэтому в принципе при математическом описании динамики механической части привода с помощью уравнений Лагранжа предварительного приведения ее элементов к одной скорости не требуется. Однако без выполнения операций приведения невозможно количественно сопоставлять между собой различные массы системы и жесткости связей между ними, а значит невозможно выделить главные массы и главные упругие связи, определяющие минимальное число степеней свободы, подлежащее учету при исследовании. В связи с этим возникает необходимость составления приведенных расчетных механических систем и их возможное упрощение, независимо от математического описания.

В [5] указывается, что в реальных схемах необходимо учитывать влияние упругих звеньев, так как они могут существенно влиять на динамику системы и точность в установившихся режимах. Даже, если главная обратная связь выполнена по углу поворота вала двигателя, влияние упругих звеньев сказывается на величинах статической и скоростной ошибок системы.

Воспользуемся изложенным в [4] описанием движения механической системы применительно для нашего случая и представим расчетную схему управления положением отклонителя и бурового снаряда двухмассовой схемой замещения, с учетом того, что отклонитель бурового инструмента связан с ротором бурового стола бурильной колонной, упругой связью жесткости C , а также учтем влияние диссипативных сил. В нашем случае диссипативной силой является вязкое трение, так как в виду большой длины бурильной колонны при повороте ротора бурового станка возникает ее деформация. Силы вязкого трения являются внутренними диссипативными силами. Они пропорциональны скорости деформации элемента и направлены противоположно скорости деформации [4]. Возникающий при этом тормозной момент вязкого трения может быть выражен формулой:

$$M_{B.T.} = \beta_{12}(\omega_1 - \omega_2), \quad (2)$$

где $M_{B.T.}$ - момент вязкого трения; ω_1, ω_2 - угловые скорости концов деформируемой бурильной колонны; β_{12} - коэффициент вязкого трения.

Наличие внутреннего вязкого трения на структурной схеме (рис.1) показано включением параллельно упругой связи механическим демпфером.

Структурная схема двухмассовой механической системы в этом случае будет иметь вид, представленный на рис.1. Ее параметрами являются приведенные моменты инерции J_1, J_2 и эквивалентная приведенная жесткость безинерционной механической упругой связи c_{12} между J_1, J_2 . В нашем случае первая масса J_1 представляет собой ротор двигателя, ротор бурового станка и жестко связанные с ним элементы. На эту массу действуют момент двигателя M и момент сопротивления M_{c1} , который является суммарным моментом потерь на валу двигателя и в жестко с ним связанных элементах. К массе J_2 приложен

момент сопротивления M_{c2} , представляющий собой сумму приведенного момента сопротивления движению буровой колонны и приведенных моментов потерь на трение в жестко с ней связанных элементах кинематической цепи (отклонитель, породоразрушающий инструмент и др.).

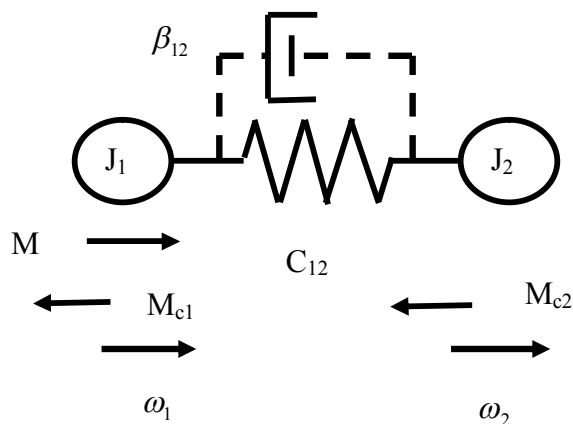


Рис.1. Обобщенная двухмассовая расчетная механическая схема электропривода.

На основании приведенной выше схемы, система уравнений движения для обобщенной расчетной двухмассовой схемы электропривода запишется так:

$$\left. \begin{aligned} M - M_{c1} - M'_{12} &= J_1 \frac{d\omega_1}{dt}; \\ M'_{12} - M_{c2} &= J_2 \frac{d\omega_2}{dt}; \\ M'_{12} &= M_{12} + M_{B.T.} = c_{12}(\varphi_1 - \varphi_2) + \beta_{12}(\omega_1 - \omega_2) \end{aligned} \right\}, \quad (3)$$

или

$$\left. \begin{aligned} M - M_{c1} - M'_{12} &= J_1 p \omega_1 = J_1 p^2 \varphi_1; \\ M'_{12} - M_{c2} &= J_2 p \omega_2 = J_2 p^2 \varphi_2; \\ M'_{12} &= M_{12} + M_{B.T.} = c_{12}(\varphi_1 - \varphi_2) + \beta_{12}(\omega_1 - \omega_2) \end{aligned} \right\}, \quad (4)$$

где $M_{12} = c_{12}(\varphi_1 - \varphi_2)$ - момент упругого взаимодействия между массами J_1 и J_2 ; $M'_{12} = M_{12} + M_{B.T.} = c_{12}(\varphi_1 - \varphi_2) + \beta_{12}(\omega_1 - \omega_2)$ - момент нагрузки упругой связи с учетом момента потерь на внутреннее вязкое трение $M_{B.T.}$; J_1 - суммарная приведенная масса элементов, жестко связанных с двигателем; J_2 - суммарная масса элементов, жестко связанных с механизмом; φ_1, φ_2 - обобщенные координаты угловых перемещений масс, которым соответствуют обобщенные угловые скорости ω_1, ω_2 ; M - электромагнитный момент двигателя, являющийся управляющим воздействием; M_{c1}, M_{c2} - моменты нагрузки,

являющиеся возмущающими воздействиями, c_{12} - приведенная эквивалентная жесткость, характеризующая безинерционную упругую связь между массами J_1 и J_2 ; β_{12} - коэффициент вязкого трения.

Структурная схема двухмассовой упругой механической системы представлена на рис.2

Приведенная эквивалентная жесткость c_{12} , характеризующая безинерционную упругую связь между массами J_1 и J_2 может быть определена для i -го упругого элемента системы соотношением [4]:

$$c_{12i} = \frac{M_{kpi}}{\Delta\varphi_i}, \quad (5)$$

где M_{kpi} и $\Delta\varphi_i$ - крутящий момент и соответствующая деформация i -го упругого элемента.

Будем полагать, что бурильная колонна – однородное тело, а деформации подчиняются закону Гука. Принимаем, что $c_i = const$, хотя в общем случае связь между нагрузкой и деформацией может быть нелинейной. Условие равенства запаса потенциальной энергии в i -ом упругом приведенном и реальном элементе будет иметь вид:

$$\frac{\Delta\varphi_{np}^2}{2} c_{npi} = \frac{\Delta\varphi_i^2}{2} c_i. \quad (6)$$

Откуда, используя формулы приведения, получим формулу приведения жесткостей:

$$c_{npi} = \frac{c_i}{i_{1i}^2}, \quad (7)$$

где i – передаточное число от вала приводного двигателя к бурильной колонне.

Таким образом, определив коэффициент упругой жесткости бурильной колонны, можно определить и ее приведенную эквивалентную жесткость.

Коэффициент упругой жесткости бурильной колонны зависит от многих факторов: материала бурильных труб, длины бурильной колонны, диаметра бурильной колонны [5]. Из [4] известно, что максимальный допустимый крутящий момент и допустимый максимальный угол закручивания взаимосвязаны и зависят от прочности труб. Воспользуемся приведенными данными в [5], где приведены допустимые максимальные значения крутящего момента и соответствующие ему допустимые углы закручивания бурильной колонны, для различной ее длины и материала труб. Для бурильных труб ПК-114*8,56 максимальный допустимый крутящий момент, в зависимости от материала труб находится в пределах от 30630 Н*м до 58520 Н*м и при длине бурильной колонны 4000 м среднее значение угла закручивания принимаем - $\Delta\varphi_i = 120$ рад.

Таким образом, жесткость бурильной колонны при вращении составит, примерно:

$$c_i = \frac{M_{kpi}}{\Delta\varphi_i} = \frac{58520}{120} = 487 \text{ Н*м*рад.},$$

а приведенная жесткость бурильной колонны при вращении:

$$c_{np_i} = \frac{c_i}{i_{li}^2} = \frac{487}{13.03} = 37,42 \text{ Н*м*рад.},$$

где $i=3,61$ – передаточное число от приводного вала до стола ротора.

Общий вид структурной двухмассовой упругой электромеханической системы “ электропривод роторного стола - бурильная колонна - буровой инструмент” приведен на рис.2, а вид этой же схемы с учетом (4) приведен на рис.3.

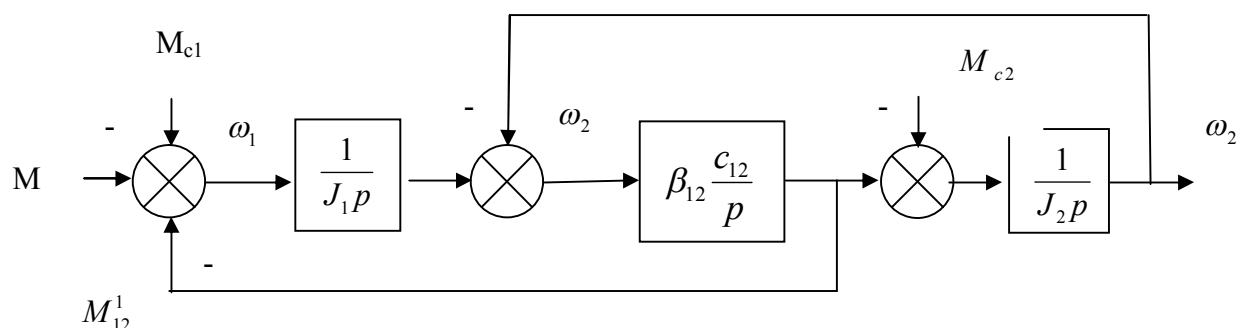


Рис. 2. Общая структурная схема двухмассовой упругой механической системы

Решение задачи определения динамических нагрузок в бурильной колонне обычно сводится к решению волнового уравнения, где бурильная колонна представляется распределенной массой. В нашем случае, учитывая небольшую скорость вращения бурильной колонны при корректировке траектории бурения скважины для упрощения расчетов представим приведенную массу бурильной колонны по методу Релея сосредоточенной. Тогда, структурная схема двухмассовой упругой электромеханической системы примет вид, приведенный на рис.3.

Приведенная структурная схема на рис.3 дает возможность провести исследования переходного процесса системы при установке заданного значения угла пространственного положения бурового снаряда. Она позволяет так же определить влияние на переходной процесс системы обратной связи по угловой скорости вращения верхней части бурильной колонны, то есть ротора бурового станка, по угловой скорости вращения бурового снаряда и по углу его поворота.

В [4] проведены исследования замкнутой системы автоматического регулирования угловой скорости вращения бурильной колонны с использованием электропривода переменного тока с частотным управлением (РЧН) и обратной связью по угловой скорости ротора бурового станка. Определены параметры настройки ПИД- регулятора, обеспечивающие экспоненциальный переходный процесс. В связи с этим исследования будут проведены с учетом полученных результатов [3].

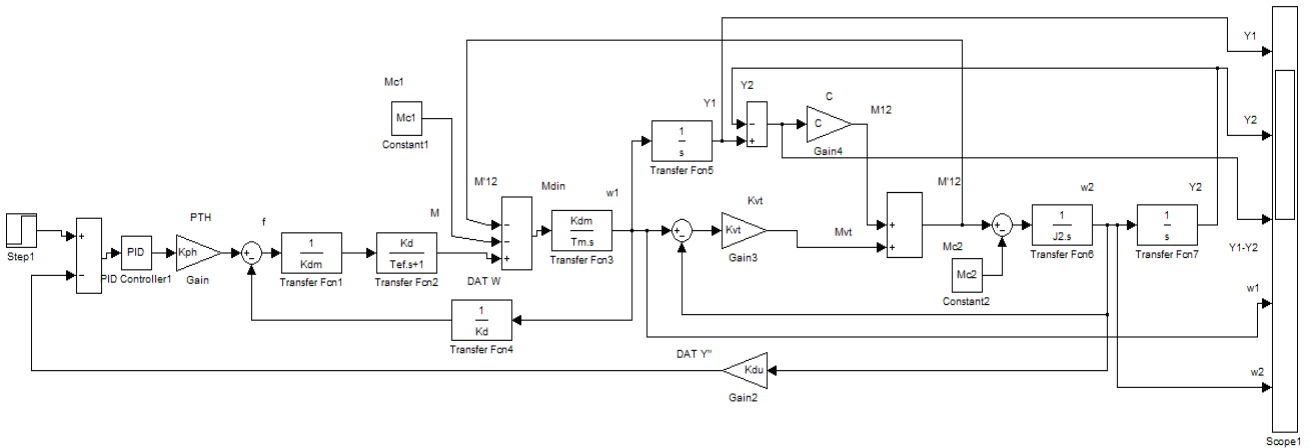


Рис. 3. Структурная схема двухмассовой упругой электромеханической системы

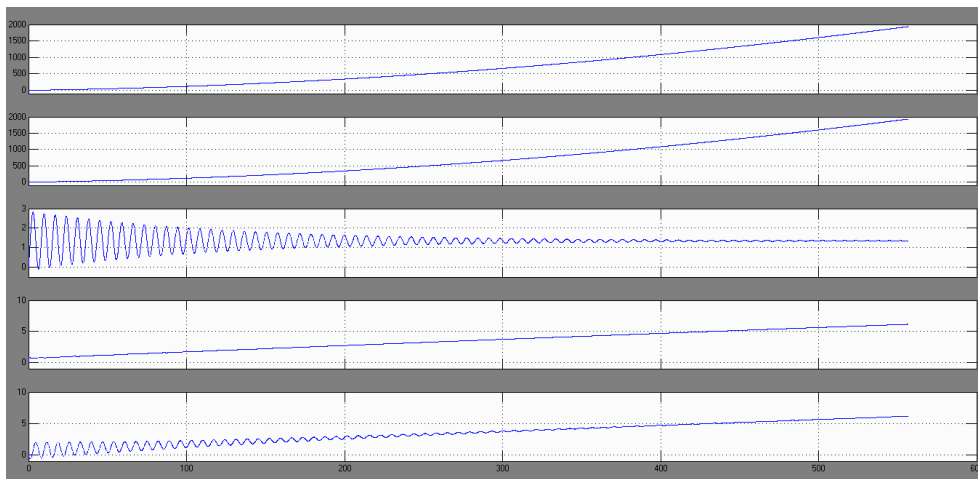


Рис. 4. Переходные процесс электромеханической упругой системы с обратными связями по угловой скорости вращения ротора бурового станка и бурового снаряда: 1- угол поворота верхней части бурильной колонны (γ_1); 2- угол поворота бурового снаряда (γ_2); 3 - угол рассогласования ($\gamma_1 - \gamma_2$); 4- угловая скорость верхней части бурильной колонны (ω_1); 5- угловая скорость бурового снаряда (ω_2); $\kappa_{du} = 0.05$.

Ниже приведены результаты исследования переходного процесса системы с обратной связью по угловой скорости вращения ротора бурового станка и бурового снаряда.

Полагая, что отклонение заданного значения параметра (угла) от установившегося значения в процессе работы системы управления незначительно, выполним моделирование рассматривая систему как линейную.

На рис.4-6 приведены осциллограммы для случаев, когда коэффициент обратной связи по угловой скорости бурового снаряда (ω_2) соответственно принимался: 0,05;1; 50.

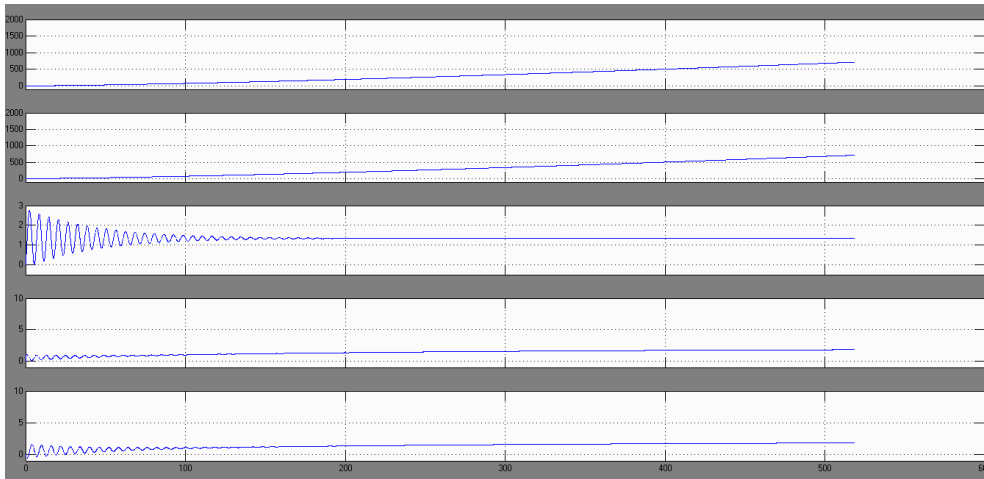


Рис. 5. Переходные процессы электромеханической упругой системы с обратными связями по угловой скорости вращения ротора бурового станка и бурового снаряда: 1- угол поворота верхней части бурильной колонны (γ_1); 2- угол поворота бурового снаряда (γ_2); 3 - угол рассогласования ($\gamma_1 - \gamma_2$); 4- угловая скорость верхней части бурильной колонны (ω_1); 5- угловая скорость бурового снаряда (ω_2); $k_{du} = 1$.

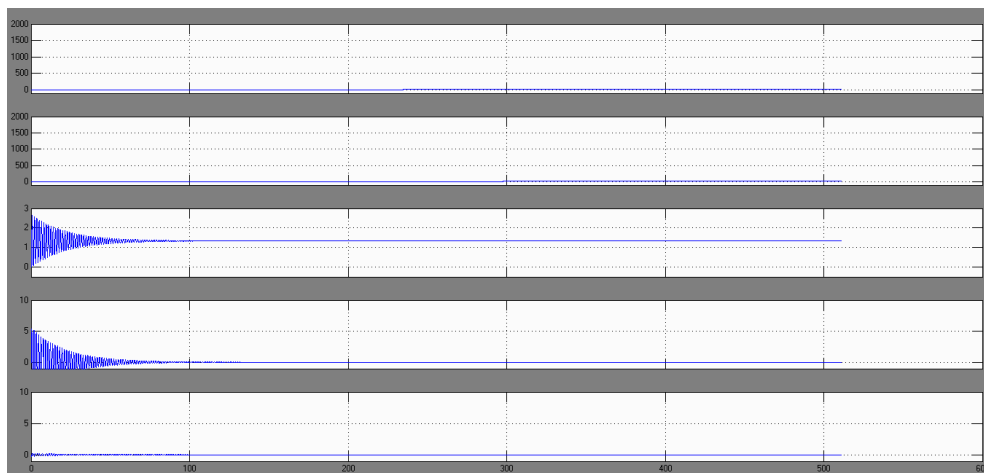


Рис. 6. Переходные процессы электромеханической упругой системы с обратными связями по угловой скорости вращения ротора бурового станка и бурового снаряда: 1- угол поворота верхней части бурильной колонны (γ_1); 2- угол поворота бурового снаряда (γ_2); 3 - угол рассогласования ($\gamma_1 - \gamma_2$); 4- угловая скорость верхней части бурильной колонны (ω_1); 5- угловая скорость бурового снаряда (ω_2); $k_{du} = 50$.

Выводы:

1. Разработанная имитационная модель позволяет определить на стадии проектирования угол отставания бурового снаряда от угла поворота верхней части буровой колонны при пространственном ориентировании.

2. Разработанная имитационная модель позволяет определять степень влияния обратной связи по угловой скорости бурового снаряда на качество переходных процессов.

3. Система управления скоростью вращения буровой колонны с обратной связью по угловой скорости бурового снаряда позволяет определить рациональные значения коэффициента обратной связи для получения желаемых переходных процессов.

Список литературы

1. Ковшов Г.Н., Инклинометры (основы теории и проектирования) / Г.Н. Ковшов, Р.И. Алимбеков, А.В. Шибер – Уфа : ГИЛЕМ, 1998. – 380 с.
2. Ковшов Г.Н., «Приборы контроля пространственной ориентации скважин при бурении» / Ковшов Г.Н., Коловенртнов Г. Ю - УФА 2001 - 228 с.
3. Ковшов Г.Н., Ужеловский А.В «Исследование характера зависимости показаний акселерометра от влияния температуры окружающей среды». Г.Н.Ковшов, А.В. Ужеловский- Наукова весна 2013. Збірник наукових праць. Дніпропетровськ 2013
4. Чиликин М.Г. Теория автоматизированного электропривода / М.Г. Чиликин, В.И. Ключев, А.С. Сандлер - Учеб. Пособие для вузов/ – М.: Энергия, 1979. – 616 с., ил.
5. Зимин Е.Н. Автоматическое управление электроприводами / Е.Н. Зимин, В.И. Яковлев / Учеб. Пособие для студентов вузов.- М.: Высш.школа, 1979. -318 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мещеряковим Л.І.
Надійшла до редакції 05.03.2014*

УДК 622.232.72:004.942

© А.В. Бубликов

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В СИСТЕМЕ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА

В статье анализируются переходные процессы в нескорректированной системе автоматического управления перемещением стрелового исполнительного органа проходческого комбайна. Обосновываются недостатки реализации системы автоматического управления перемещением исполнительного органа на основе трехпозиционного электромагнита в составе пилотного электрогидрораспределителя.

В статті аналізуються перехідні процеси в нескорегованій системі автоматичного керування переміщенням стрілового виконавчого органу прохідницького комбайну. Обґрунтовуються недоліки реалізації системи автоматичного керування переміщенням виконавчого органу на основі трьохпозиційного електромагніту у складі пілотного електрогідророзподільвача.

The transient processes in noncorrected automated system of control by moving of roadheader's executive body are analysed in the article. The disadvantages of realization of automated system of control by moving of roadheader's executive body, based on three position electromagnet as part of electrohydraulic control valve, are grounded.

Вступление. В проходческих работах с точки зрения технологии разработки угольного пласта важно поддерживать направление выработки, заданные форму и площадь ее поперечного сечения. Для выполнения этих задач больше всего приспособленный проходческий комбайн со стреловидным исполнительным органом, но качество решения задач зависит от точности позиционирования исполнительного органа при его перемещении по заданной оператором траектории. От того, насколько качественно проведена выемка пачки угля на текущем шаге комбайна, зависит продуктивность проведения выработки и степень ручного труда. Поэтому для исключения человеческого фактора и обеспечения необходимых показателей качества формирования выработки перемещение исполнительного органа проходческого комбайна должно осуществляться в автоматическом режиме. Причем главным требованием к переходному процессу перемещения исполнительного органа с позиции его точного позиционирования является нулевая статическая ошибка. Также выдвигаются второстепенные требования – отсутствие колебательных переходных процессов в системе автоматического управления (САУ) и как можно меньшее время перемещения исполнительного органа (ИО).

С учетом выдвинутых требований к системе автоматического управления перемещением стрелового исполнительного органа должны быть проведены исследования переходных процессов, которые протекают в системе при перемещении исполнительного органа в автоматическом режиме. С этой целью поставлена задача разработать имитационную модель системы автоматического управления перемещением стрелового исполнительного органа проходческого комбайна.

Последние достижения. На сегодня управление перемещением исполнительного органа всех проходческих комбайнов современного поколения происходит в ручном режиме [1]. Это объясняет отсутствие научных работ, посвященных изучению переходных процессов при автоматическом управлении перемещением исполнительного органа. Однако, ввиду актуальности вопроса автоматизации данного процесса, имеет смысл исследовать качество позиционирования исполнительного органа, если управление его перемещением происходит в автоматическом режиме. Особенно, если в состав пилотного электрогидрораспределителя входит дискретный электромагнит, что имеет место на всех современных проходческих комбайнах.

Изложение основного материала исследований. По виду преобразуемых энергий условно можно выделить две составляющие САУ гидроприводом перемещения ИО – электромеханическую и гидромеханическую. К первой составляющей относятся усилитель электрического сигнала 1, электромагнит пилотного электрогидрораспределителя (ЭГР) 2 и датчик поступательного движения штока гидродомкрата 6 (рис.1). В состав второй составляющей входят пилотный электрогидрораспределитель 3, силовой гидрораспределитель 4 и гидродомкрат гидропривода перемещения ИО 5 (рис.1).

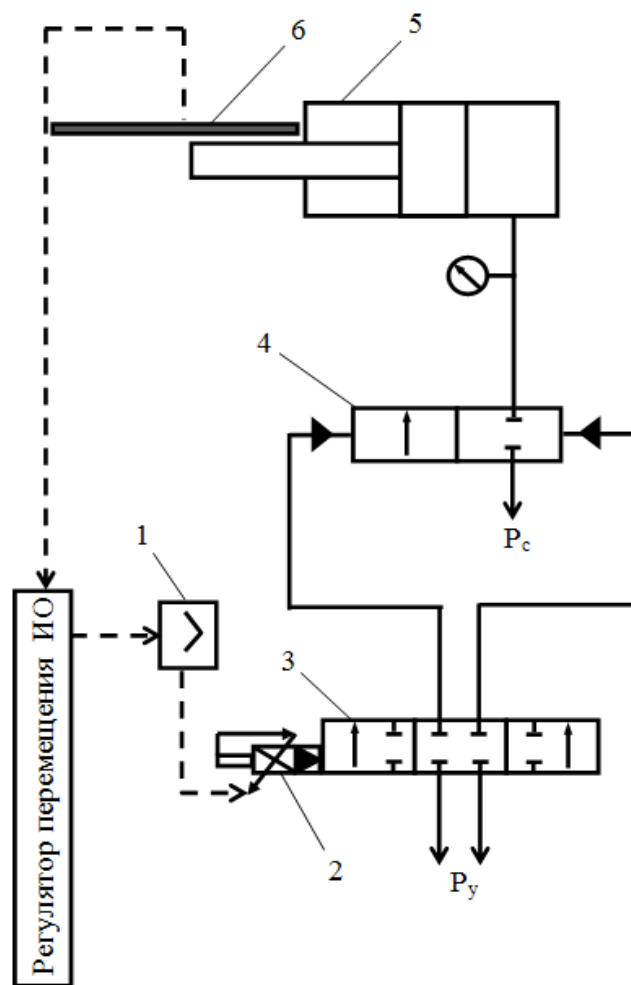


Рис. 1. Функциональная схема гидропривода перемещения ИО проходческого комбайна

Приведем описание имитационных моделей элементов электромеханической составляющей САУ перемещением стрелового ИО проходческого комбайна и осуществим расчет их параметров. При этом отметим, что конструктивные и технические параметры всех элементов взяты для проходческого комбайна П110. Усилители электрического сигнала обычно задаются апериодическим динамическим звеном вида:

$$W_{эл.ус}(p) = \frac{K_y}{T_y \cdot p + 1} = \frac{\bar{U}}{\Delta L},$$

где ΔL – отклонение фактического перемещения штока гидродомкрата гидропривода ИО от уставки, заданное в относительных единицах, %; U – напряжение, подаваемое на обмотки электромагнита, В; T_y – постоянная времени усилителя (0,0015 с); K_y – коэффициент усиления усилителя, который определяется как отношение выходной величины элемента к входной в статическом режиме:

$$K_y = \frac{U}{\Delta L_{max}} = \frac{24}{100} = 0,24, \text{ B/\%}.$$

С учетом того, что управление перемещением штока гидродомкрата ведется по отклонению фактического положения штока от заданного и электромагнит должен срабатывать при любых отклонениях, а не только максимальном ΔL_{max} , его статическая характеристика задана так, как показано на рис.2. Также учтено, что электромагнит является поляризованным и трехпозиционным, однако при этом принято допущение об отсутствии гистерезиса из-за его незначительности.

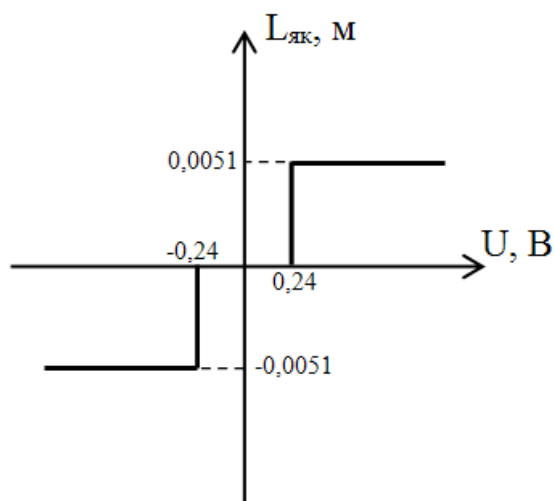


Рис. 2. Статическая характеристика трехпозиционного электромагнита

На рис.2: $L_{як}$ – перемещение якоря электромагнита, которое является выходной величиной данного элемента САУ, м. Зона нечувствительности статической характеристики взята $\pm 0,24$ В. Ход якоря электромагнита 0,0051 м. Инерционность перемещения якоря электромагнита учтена посредством ограничения скорости перемещения якоря на таком уровне, при котором якорь достигает своего крайнего положения за 0,03 с (согласно технической характеристике электромагнита).

Датчик поступательного перемещения штока гидродомкрата гидропривода ИО задаем усилительным звеном с коэффициентом усиления, равным:

$$K_y = \frac{L_{ум.отн}}{L_{ум}} = \frac{100}{1,5} = 66,667, \text{ \%}/\text{м},$$

где $L_{ум}$ – фактическое перемещение штока гидродомкрата, м; $L_{ум.отн}$ – относительное перемещение штока гидродомкрата, %.

При этом пренебрегаем переходным процессом, протекающим в самом датчике, из-за его быстротечности по сравнению с переходными процессами в других элементах САУ.

Приведем описание имитационных моделей элементов гидромеханической составляющей САУ перемещением стрелового ИО проходческого комбайна и осуществим расчет их параметров [2]. Гидравлическая часть силового гидрораспределителя (ГР) описывается передаточной функцией вида:

$$W_{\text{гидр.ГР}}(p) = \frac{K_{\text{ГР}}}{T_{\text{ГР}}^2 \cdot p^3 + 2 \cdot T_{\text{ГР}} \cdot \zeta \cdot p^2 + p} = \frac{\bar{L}_{\text{зол}}}{\bar{L}_{\text{як}}},$$

где $L_{\text{зол}}$ – перемещение золотника силового гидрораспределителя, м; $K_{\text{ГР}}$ – коэффициент усиления гидравлической части силового гидрораспределителя (19,3); $T_{\text{ГР}}$ – постоянная времени гидравлической части силового ГР (0,019 с); ζ – относительный коэффициент демпфирования колебаний гидравлической части ГР (0,607).

Модель механической части силового гидрораспределителя устанавливает связь между величиной перемещения золотника ГР (входная величина) и расходом жидкости на его рабочем входе (выходная величина). Модель представлена усилительным звеном с коэффициентом усиления:

$$K_{\text{зол}} = \frac{Q_{\text{ГР.max}}}{L_{\text{зол.max}}} = \frac{2,1 \cdot 10^{-3}}{0,022} = 0,095, \text{ м}^2/\text{с},$$

где $Q_{\text{ГР.max}}$ – максимальный расход жидкости на рабочем входе ГР ($2,1 \cdot 10^{-3}$ м³/с).

Гидродомкрат гидропривода перемещения ИО проходческого комбайна описывается передаточной функцией вида:

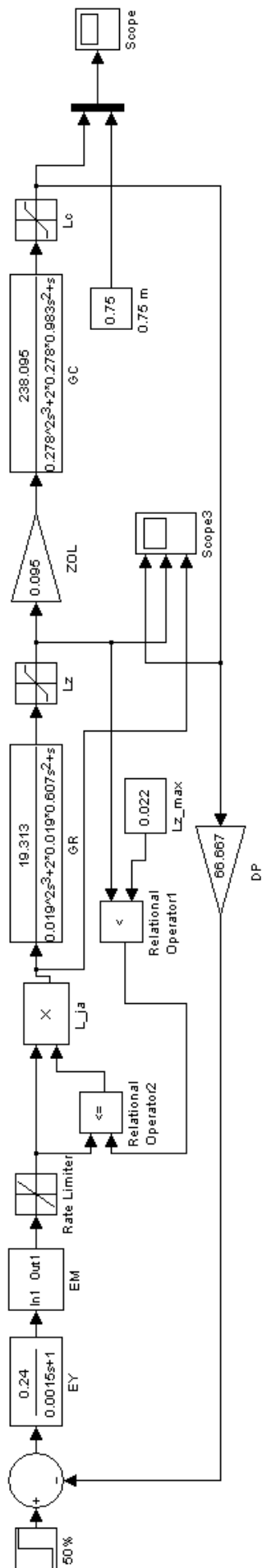
$$W_{\text{ГД}}(p) = \frac{K_{\text{ГД}}}{T_{\text{ГД}}^2 \cdot p^3 + 2 \cdot T_{\text{ГД}} \cdot \varepsilon \cdot p^2 + p} = \frac{\bar{L}_{\text{штм}}}{Q_{\text{ГР}}},$$

где $Q_{\text{ГР}}$ – расход жидкости на рабочем входе ГР (входная величина данного элемента САУ), м³/с; $L_{\text{штм}}$ – перемещение штока гидродомкрата (выходная величина данного элемента САУ), м; $T_{\text{ГД}}$ – постоянная времени гидродомкрата (0,278 с); ε – относительный коэффициент демпфирования колебаний гидродомкрата (0,983); $K_{\text{ГД}}$ – коэффициент усиления гидродомкрата, который берется для статического режима:

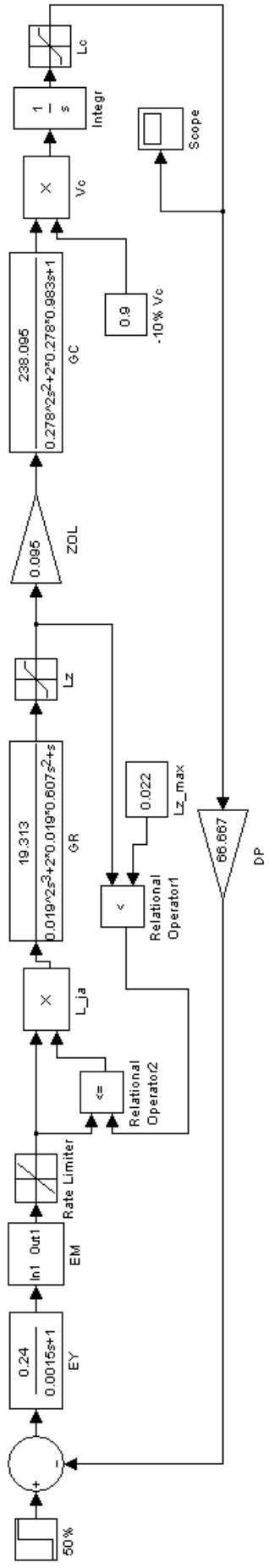
$$K_{\text{ГД}} = \frac{V_{\text{штм.max}}}{Q_{\text{ГР.max}}} = \frac{0,5}{2,1 \cdot 10^{-3}} = 238,1, \text{ м}^{-2},$$

где $V_{\text{штм.max}}$ – максимальная скорость перемещения штока гидродомкрата при максимальном расходе жидкости на рабочем входе ГР (0,5 м/с).

На основе имитационных моделей элементов САУ и ее функциональной схемы, показанной на рис.3, реализуем имитационную модель САУ перемещением ИО проходческого комбайна с использованием дискретного электромагнита в составе пилотного ЭГР с помощью приложения Simulink математического пакета MatLab. Схема имитационной модели САУ показана на рис.3,а. В ней введена обратная связь по положению золотника ГР через дискретный датчик его конечного положения. С учетом особенностей преобразований сигналов внутри имитационной модели дискретный датчик конечного положения золотника реализован на основе блоков “Lz_max”, “Relational Operator1”, “Relational Operator2” и “L_ja”.



а



б

Рис. 3. Схема имитационной модели САУ перемещением ИО проходческого комбайна с применением трехпозиционно-го электромагнита: а – на холостом ходу; б – при разрушении горного массива

На основе разработанной имитационной модели САУ перемещением стрелового ИО проходческого комбайна получены переходные процессы, протекающие в системе автоматического управления при перемещении исполнительного органа с начального положения на половину хода, для случая, когда в составе пилотного электрогидрораспределителя применяется поляризованный трехпозиционный электромагнит.

Сделаем анализ переходных процессов, представленных на рис. 4. В момент изменения уставки в блоке “50 %” на выходе сумматора возникает рассогласование, что приводит к срабатыванию ЭМ и перемещению его якоря на 0,0051 м в крайнее правое положение, которое он достигает через 0,03 с. Отметим, что положительное направление оси ординат на рис.4, в соответствует перемещению якоря ЭМ в правую сторону.

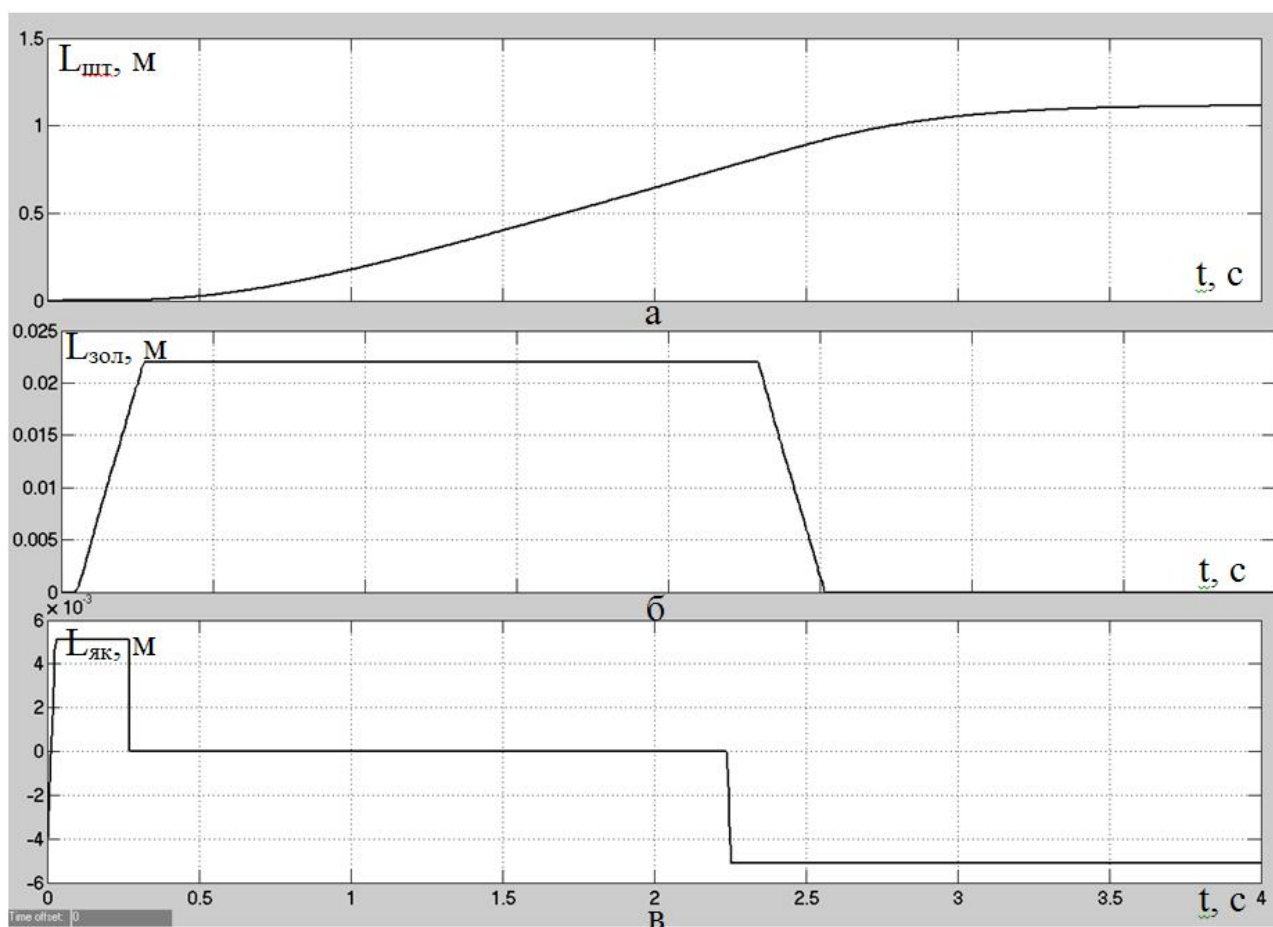


Рис. 4. Переходные процессы в САУ с трехпозиционным ЭМ: а – перемещения штока гидродомкрата привода ИО проходческого комбайна; б – перемещения золотника силового ГР; в – перемещения якоря ЭМ

Как следствие, золотник силового ГР тоже начинает перемещаться вправо, достигнув своего максимального хода 0,022 м за 0,27 с (рис.4,б). После этого срабатывает дискретный датчик конечного положения золотника, что приводит к обесточиванию обмоток ЭМ, и его якорь возвращается в нейтральное положение (рис.4, в). На управляющий вход ГР перестает поступать рабочая жидкость, и золотник фиксируется в неподвижном состоянии, которое соответствует его максимальному ходу (рис.4, б). Следовательно, начиная с 0,3 секунды,

наблюдается максимальный расход жидкости на входе гидродомкрата, благодаря чему уже на 1,25 с скорость перемещения его штока достигает максимального значения (рис.4, а).

На 2,24 с моделирования, когда шток ГД находится в заданном положении и его перемещение равно 0,75 м, срабатывает ЭМ и его якорь перемещается в крайнее левое положение (рис.4, в). Соответственно золотник ГР начинает перемещаться в обратную сторону и на 2,52 с достигает крайнего левого положения, полностью перекрыв нагнетательный трубопровод гидродомкрата. Однако, из-за механической инерционности перемещающегося ИО и движущихся частей гидропривода, а также из-за инерционности гидравлической части привода, шток продолжает перемещаться с замедлением еще 1,38 с, а затем останавливается на уровне 1,11 м. При этом относительная статическая ошибка на выходе САУ перемещением ИО проходческого комбайна составляет 48 %.

На рис. 4 рассмотрены переходные процессы в САУ перемещением исполнительного органа проходческого комбайна без контакта ИО с горным массивом (на холостом ходу). При разрушении горного массива создается осевое сопротивление перемещению ИО и, соответственно, движению штока гидродомкрата. Создание значительных сопротивлений перемещению штока ГД в процессе разрушения горного массива вызывает явление “просадки” гидропривода, когда при аналогичном давлении рабочей жидкости на поршень ГД его шток перемещается с меньшей скоростью. Это приводит к уменьшению коэффициента пропорциональности между расходом жидкости на входе силового ГР и перемещением штока ГД. То есть, изменяется один из параметров объекта управления – коэффициент усиления гидродомкрата.

С целью получения переходного процесса на выходе САУ перемещением ИО проходческого комбайна для случая присутствия сопротивления движению штока ГД, в имитационную модель гидродомкрата вводится переменная составляющая коэффициента усиления, который задает скорость перемещения штока (рис.3,б). При этом уменьшается на единицу порядок характеристического уравнения передаточной функции в блоке “GC”, чтобы его выходной величиной стала скорость перемещения штока ГД. Переменная составляющая коэффициента усиления задается в блоке “-10% Vc”. В нашем случае устанавливается снижение скорости перемещения штока ГД на 10% от номинальной, что соответствует максимально допустимой “просадке” гидропривода перемещения ИО проходческого комбайна.

Далее в блоке “Vc” переменная составляющая умножается на номинальный коэффициент усиления гидродомкрата и затем в блоке “Integr” скорость перемещения штока ГД интегрируется для получения величины перемещения штока. Таким образом, в измененной имитационной модели САУ перемещением ИО проходческого комбайна гидродомкрат задается не одним блоком, а четырьмя – “GC”, “-10% Vc”, “Vc” и “Integr” (рис.3, б).

На основании имитационной модели САУ перемещением ИО проходческого комбайна, представленной на рис.3,б, получим переходный процесс на выходе САУ для случая присутствия сопротивления движению штока ГД.

Из рис. 5 можно сделать вывод, что при максимальной “просадке” гидропривода ИО проходческого комбайна изменяется ход штока гидродомкрата с 1,11 м до 1,08 м. Следовательно, статическая ошибка на выходе САУ с трехпозиционным ЭМ чувствительна к изменениям сопротивления перемещению

штока ГД, что является еще одним недостатком применения трехпозиционного электромагнита в составе пилотного ЭГР.

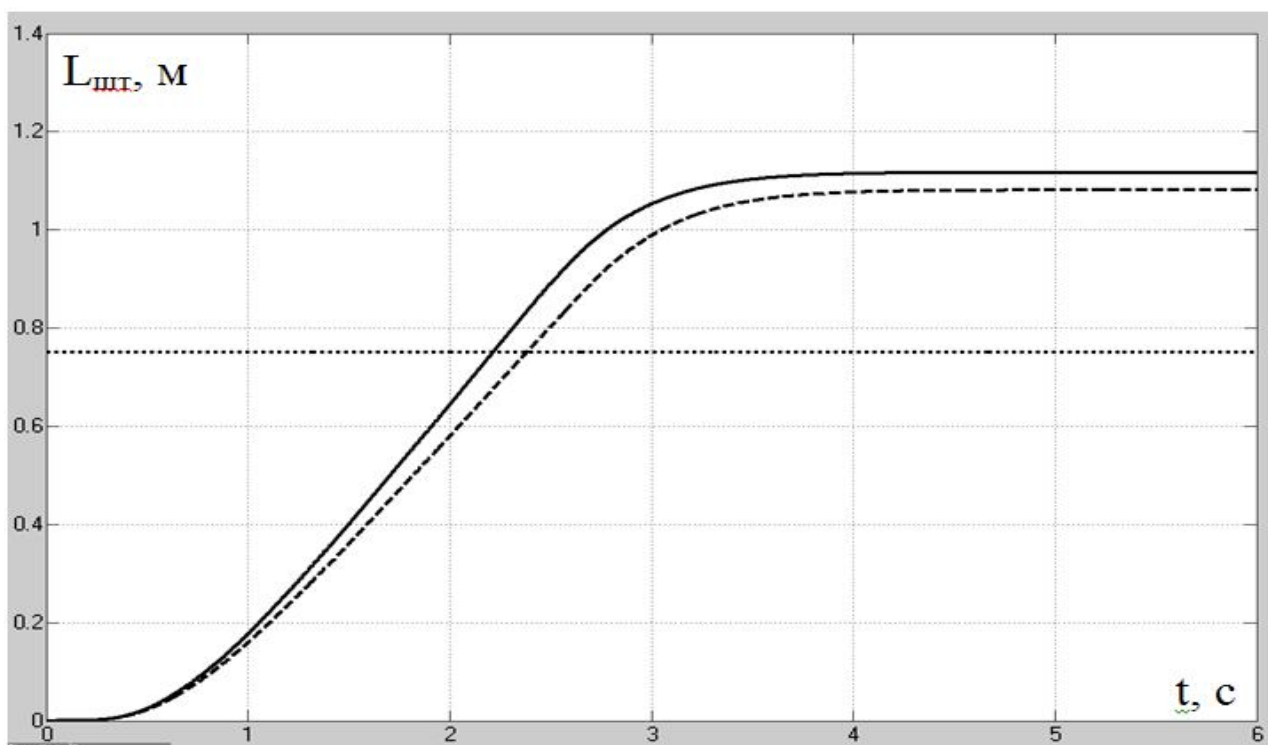


Рис. 5. Переходный процесс перемещения штока гидродомкрата привода ИО на выходе САУ с трехпозиционным ЭМ: сплошная линия – при отсутствии нагрузки на ИО; пунктирная – при наличии сопротивления движению штока ГД

Выводы. Отсюда можно сделать вывод, что переходный процесс на выходе САУ перемещением ИО проходческого комбайна с трехпозиционным ЭМ в составе пилотного ЭГР не удовлетворяет требованиям, которые установлены к точности позиционирования ИО. При автоматическом управлении перемещением ИО присутствует значительная ошибка по конечному положению органа, которая зависит от величины сопротивления движению штока ГД. Следовательно, необходима коррекция переходного процесса на выходе САУ, для эффективной реализации которой перемещение якоря электромагнита в составе пилотного ЭГР должно быть непрерывным.

Список литературы

1. Автоматизация технологических процессов подземных горных работ : учебник / А.В. Бубликов, М.В. Козарь, С.М. Проценко та ін. – Д. : Національний гірничий університет, 2012. – 320 с.
2. Гидравлика, гидромашины и гидроприводы: Учебник для машиностроительных вузов / Т.М. Башта, С.С. Руднев, Б.Б. Некрасов и др. — 2-е изд., перераб. — М. : Машиностроение, 1982. — 423 с.

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЛИТОЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА ГОРНЫХ ПОРОД НА ПРОНИЦАЕМОСТЬ ПОРИСТОЙ СРЕДЫ И РЕЖИМЫ ФИЛЬТРАЦИИ ВОЗДУХА В ОБРУШЕННЫХ ЗОНАХ

Вивчено вплив літологічного складу пористого середовища в обрушених зонах на величину їх аеродинамічного опору. Показано, що основною причиною зміни аеродинамічного опору пористого середовища зони обвалень є процес кольматації що відбувається в її поверхневому шарі. Отримані аеродинамічні характеристики пористого середовища залежно від зміни її літологічного складу, які дозволяють визначати значення параметрів фільтрації для різних умов пористого середовища обрушених зон.

Изучено влияние литологического состава пористой среды в обрушенных зонах на величину их аэродинамического сопротивления. Показано, что основной причиной изменения аэродинамического сопротивления пористой среды зоны обрушений является процесс кольматации происходящий в ее поверхностном слое. Получены аэродинамические характеристики пористой среды в зависимости от изменения ее литологического состава, позволяющие определять значения параметров фильтрации для различных условий пористой среды обрушенных зон.

The influence of lithology porous medium in value pearled areas on their aerodynamic drag. It is shown that the main reason for the change of aerodynamic resistance of the porous medium zone collapses are mudding process that takes place in its surface layer. Obtained aerodynamic characteristics of the porous medium, depending on the changes of lithology, which allow you to define filtering settings for different porous medium milled areas.

Опыт проветривания рудников Кривбасса свидетельствует о значительном влиянии аэродинамически активных зон обрушений на эффективность функционирования вентиляционных систем при добыче руды с глубоких рудников. В этих условиях для правильного решения основных вопросов по повышению эффективности проветривания глубоких рудников важнейшей задачей является достоверная оценка аэродинамических характеристик зон обрушения.

Разрушенная горная масса в различных частях зоны обрушения весьма неоднородна. Так литологический состав поверхностного слоя обрушений, как правило, резко отличается от литологического состава остальной части разрушенной горной массы [1]. Это связано с тем, что в поверхностный слой обычно попадает большее количество глинистого материала из наносов, а в дальнейшем этот слой подвергается активному разрушающему воздействию атмосферных агентов и солнечной радиации. Далее проникновение мелкодисперсных частиц горных пород в поровое пространство более крупной горной породы повышает сопротивление пористой среды. Т.е. при фильтрации жидкости с содержанием мелких взвешенных в ней частиц через пористую среду происходит как бы ее внутреннее засорение, в результате чего уменьшается фильтрационная способность данной пористой среды. Это явление, получившее название кольматации, известно и для некоторых условий в литературе описано [2], однако его влияние на проницаемость пористой среды в обрушенных зонах рудников Кривбасса и на величину их аэродинамического сопротивления в достаточной степени не изучено.

Целью данной публикации является установление закономерностей изменения аэродинамического сопротивления пористой среды в обрушенных зонах рудников Кривбасса вследствие кольтматации их поверхностного слоя.

Процесс кольтматации происходит при взаимодействии дисперсной фазы с дисперсионной средой кольтматирующих растворов, а также поровой поверхности породы с внутрипоровой средой, в результате чего снижается проницаемость пористой среды обрушенных зон, что оказывает существенное влияние на режим фильтрации.

Для оценки влияния литологического состава и физико-механических свойств пород, слагающих пористую среду обрушенной зоны, на ее проницаемость, на аэродинамической модели были проведены исследования режимов фильтрации через пористую среду с добавлением в нее в различных соотношениях глины. Результаты исследований (табл. 1) свидетельствуют о том, что при содержании глины в пористой среде в пределах 5 % в опытных образцах при продувках имел место комбинированный режим фильтрации с показателем режима $n = 1,1-1,15$, а дальнейшее увеличение содержания глины до величины 25 % по объему приводит к уменьшению показателя n и режим становится ламинарным с $n = 1,0$.

На рис. 1 приведены графики зависимости $\lg \Delta P = f(\lg Q)$ для пористой среды с классом крупности $-10 + 8$ мм при различном объемном содержании глинистых добавок (5...25 %).

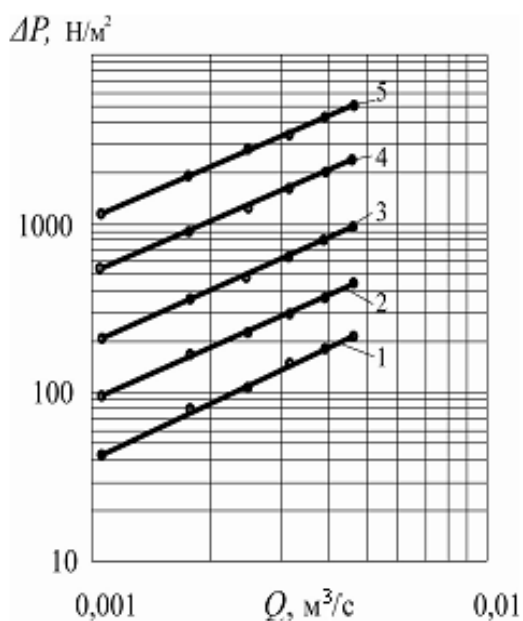


Рис. 1. Графики зависимости ΔP от Q при различном содержании глины в породе класса $-10+8$ мм: 1 – 5%; 2 – 10%; 3 – 15%; 4 – 20%; 5 – 25%.

Из графиков видно, что содержание глины в пористой среде оказывает значительное влияние на сопротивление пористой среды. Поэтому при поддержании постоянного расхода при продувке фракций пород с содержанием глины значительно повышается давление. Из-за глины сопротивление пористой среды повышается, а размеры поровых каналов имеют пониженные значения.

Таблица 1

Определение параметров режимов движения воздуха в пористой среде
заполненной глиной

Содержание глины, %	Замеренные величины параметров		Величины, определенные на основании замеров				
	Скорость фильтрации v , м/с	Перепад давлений ΔP , Н/м ²	Расход воздуха Q , м ³ /с	n	Коэффициент проницаемости $k_{np} 10^8$, м ²	Re	Сопротивление среды, f
5	0,015	42	0,00106	1,10	0,539	0,07	6,278
	0,025	73	0,00177	1,11	0,517	0,12	3,846
	0,035	106	0,00247	1,12	0,500	0,17	2,798
	0,045	141	0,00318	1,14	0,482	0,21	2,214
	0,055	178	0,00389	1,15	0,467	0,25	1,841
	0,065	215	0,00459		0,457	0,3	1,575
10	0,015	95	0,00106	1,00	0,238	0,05	9,441
	0,025	160	0,00177	1,00	0,236	0,08	5,695
	0,035	222	0,00247	1,11	0,238	0,12	4,049
	0,045	294	0,00318	1,12	0,231	0,15	3,196
	0,055	368	0,00389	1,14	0,226	0,18	2,647
	0,065	445	0,00459		0,221	0,21	2,265
15	0,015	204	0,00106	1,00	0,111	0,03	13,835
	0,025	342	0,00177	1,00	0,110	0,06	8,326
	0,035	478	0,00247	1,00	0,110	0,08	5,942
	0,045	612	0,00318	1,10	0,111	0,10	4,612
	0,055	765	0,00389	1,12	0,109	0,12	3,816
	0,065	922	0,00459		0,106	0,14	3,261
20	0,015	541	0,00106	1,00	0,004	0,02	22,531
	0,025	904	0,00177	1,00	0,004	0,03	13,536
	0,035	1262	0,00247	1,00	0,004	0,05	9,655
	0,045	1622	0,00318	1,00	0,004	0,06	7,508
	0,055	1987	0,00389	1,00	0,004	0,08	6,150
	0,065	2345	0,00459		0,004	0,09	5,200
25	0,015	1143	0,00106	1,00	0,002	0,01	32,749
	0,025	1910	0,00177	1,00	0,002	0,02	19,675
	0,035	2667	0,00247	1,00	0,002	0,03	14,035
	0,045	3428	0,00318	1,00	0,002	0,04	10,915
	0,055	4200	0,00389	1,00	0,002	0,05	8,941
	0,065	4950	0,00459		0,002	0,06	7,555

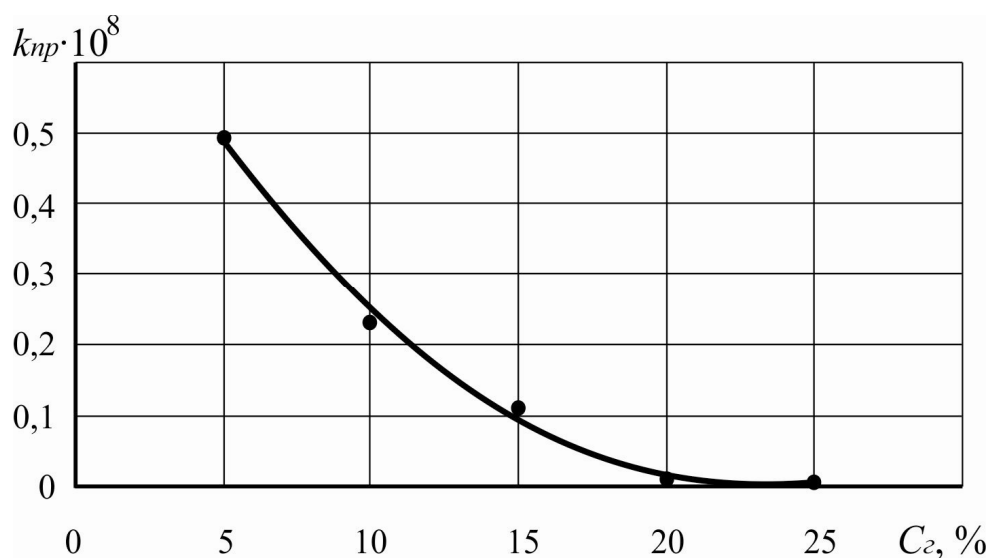


Рис. 2. Зависимость проницаемости пористой среды k_{np} от содержания в ней глинистых соединений C_2 .

Из графика на рис. 2 видно, что при содержании глины 20 % проницаемость пористой среды приближается к нулю, а 25 % и более наступает полная закупорка поровых каналов пористой среды.

Кривая на рис. 2 описывается следующим уравнением

$$k_{np} = 3,676 \cdot \exp(-0,302x)$$

При фильтрации газа через пористую среду, в которой кроме глины содержится еще и вода, возможно возникновение эффекта начального градиента давления [3]. Чем больше остаточная водонасыщенность и содержание глины, тем больше начальный градиент давления. При этом некоторое количество остаточной воды, не участвующей в основном движении жидкости в виде слоев, обволакивает частицы пористой среды перекрывающих (частично или полностью) поровые каналы, в связи с чем возникают нелинейные режимы фильтрации. При достаточно больших градиентах давления начинается перестройка этих слоев, сопровождающаяся изменением гидродинамического сопротивления пористой среды. В результате естественно ожидать непропорционально быстрого увеличения расхода фильтрующегося газа при росте перепада давления, т.е. закон фильтрации газа в среде, которая содержит слои связанной жидкости, обладающие упругостью, будет иметь вид, характерный для псевдопластичных неньютоновских жидкостей. В частности, если начальное содержание связанной жидкости настолько велико, что все поровые каналы в начальном состоянии перекрыты, то движение газа начнется только после того, как слои связанной воды будут частично прорваны. В связи с этим в таких условиях возможно появление предельного (начального) градиента для фильтрации газа. Это может происходить при фильтрации газа в глинизированных породах, содержащих остаточную воду, поскольку вода образует с частицами глины коллоидный раствор, который обладает некоторой устойчивостью на сдвиг. Одной из причин, вызывающих нелинейность фильтрационного закона, может служить эффект гистерезиса угла смачивания.

Одной из причин проявления начального градиента давления при фильтрации воздуха в пористой среде обрушенных зон содержащих глинистые фракции и остаточную воду, может быть возникновение, так называемого “пузырькового эффекта Жамена” [3], при котором, для проталкивания образовавшегося пузырька газа через сужение порового канала, необходимо приложить дополнительную силу, равную силе деформирующей пузырьки при прохождении суженной части канала и изменяющей кривизну его поверхности. Возникающий при этом дополнительный перепад давления может быть оценен как σ / r_n (отношение напряжений деформации пузырька к его радиусу). Начальный градиент давления определяется гистерезисом краевого угла смачивания (разницей косинусов отступающего и наступающего краевых углов), т.е. начальный градиент зависит от степени деформации пузырька газа при его фильтрации.

В случае, когда литологический состав поверхностного слоя обрушенной зоны сформирован таким образом, что глинистый материал отсутствует, то обрушенная зона оказывается под непосредственным воздействием атмосферных осадков. Поверхностные воды, попадающие в зону обрушения из атмосферных осадков и водных бассейнов, а также влажный рудничный воздух, фильтрующийся через отбитую руду и обрушенные покрывающие породы, увлажняют их. Степень увлажнения в зависимости от водообильности в различные сезоны года может колебаться во времени в значительных пределах. Влага в поровых каналах оказывает влияние на величину депрессии и количество фильтрующегося воздуха.

Влажность породы это содержание в образце какого-то количества влаги, удаляемого из него высушиванием при температуре 105 °С до постоянного веса.

Весовая влажность ω представляет собой отношение веса воды содержащейся в образце к весу сухой породы

$$\omega = \frac{G_B - G_C}{G_C}, \quad (1)$$

где G_B – вес влажного образца; G_C – вес того же образца, высушенного при 105°.

Влажность можно выразить объемной влажностью, определяемой объемом воды, содержащейся во влажном образце. Для оценки влажности используется также коэффициент влажности, или насыщения k_ω характеризующий степень заполнения пор породы или грунта водой:

$$k_\omega = \frac{\omega \delta}{m}, \quad (2)$$

где δ – объемный вес сухого образца; m – пористость образца.

Известно, что пористость породы m определяется как отношение суммарного объема пустот в породе V_{II} ко всему объему пород V т.е.

$$m = \frac{V_{II}}{V}. \quad (3)$$

Подставляя в (2) вместо ω и m выражения (1) и (3) получим

$$k_\omega = \frac{G_B - G_C}{V_{II}} \cdot \frac{\delta V}{G_C}.$$

Так как $\delta V = G_c$ то

$$k_{\omega} = \frac{G_B - G_C}{V_{II}} \quad (4)$$

Из уравнения (4) видно, что $k_{\omega} = 0$ соответствует абсолютно сухому материалу, а при $k_{\omega} = 1$ поры образца кусковатого материала полностью заполнены водой.

С целью установления влияния влажности пористой среды на фильтрацию воздуха выполнены исследования с двумя гранулометрическими составами пород в отдельности: $-1 +0,5$ и $-6 +3$ мм, а также со смешанным составом из классов равных объемов фракций: $-1 +0,5$ и $-8 +6$ мм, загруженных в цилиндр после тщательного их перемешивания. Вначале порода засыпалась в цилиндр в сухом виде, после чего определялся вес породы, а затем производилась продувка фиксированными количествами воздуха с замером величины депрессии. Затем, породу извлекали и в нее добавляли 300–350 мл воды. После тщательного перемешивания вновь загружали в цилиндр.

Объем испарившейся воды в каждом опыте не превышал 2 мл. После каждого измерения породу из цилиндра извлекали, в нее добавляли следующую порцию воды (225–450 мл) и опыты повторялись до насыщения пористой среды. Полное насыщение достигалось тем, что цилиндр, заполненный постоянным количеством породы, заливался полностью водой, затем производили выдержку до тех пор, пока часть воды стекала через конус и патрубок. Прекращение капеза свидетельствовало о том, что пористая среда освобождена от избыточной воды, которую не в состоянии удерживать в порах, т. е. является максимально увлажненной. Далее определялся вес максимально увлажненной породы и производилась продувка. Поры исследуемого класса пород удерживают до 10 % воды от полного их насыщения, что составляет 2260 мл при заполненном объеме цилиндра $V_{II} = 0,05652 \text{ м}^3$, коэффициенте пористости $m = 0,34 \dots 0,4$ и вмещаемом количестве воды в порах при полном их насыщении 22600 мл. В табл. 2 и на рис. 3 приведены результаты исследований по фильтрации воздуха через пористую среду определенной фракции при различной влажности.

Таблица 2

Депрессия h , Па, при фильтрации воздуха через пористую среду фракции $-1 +0,5$ мм различной влажности

Расход воздуха, л/с	Депрессия h , Па, при влажности							
	0	1%	2%	3%	4%	6%	8%	10%
0,04	112	92	104	96	88	84	140	432
0,06	168	144	150	144	144	176	224	980
0,08	228	190	200	188	184	240	304	1392
0,1	284	238	248	240	240	296	380	1782

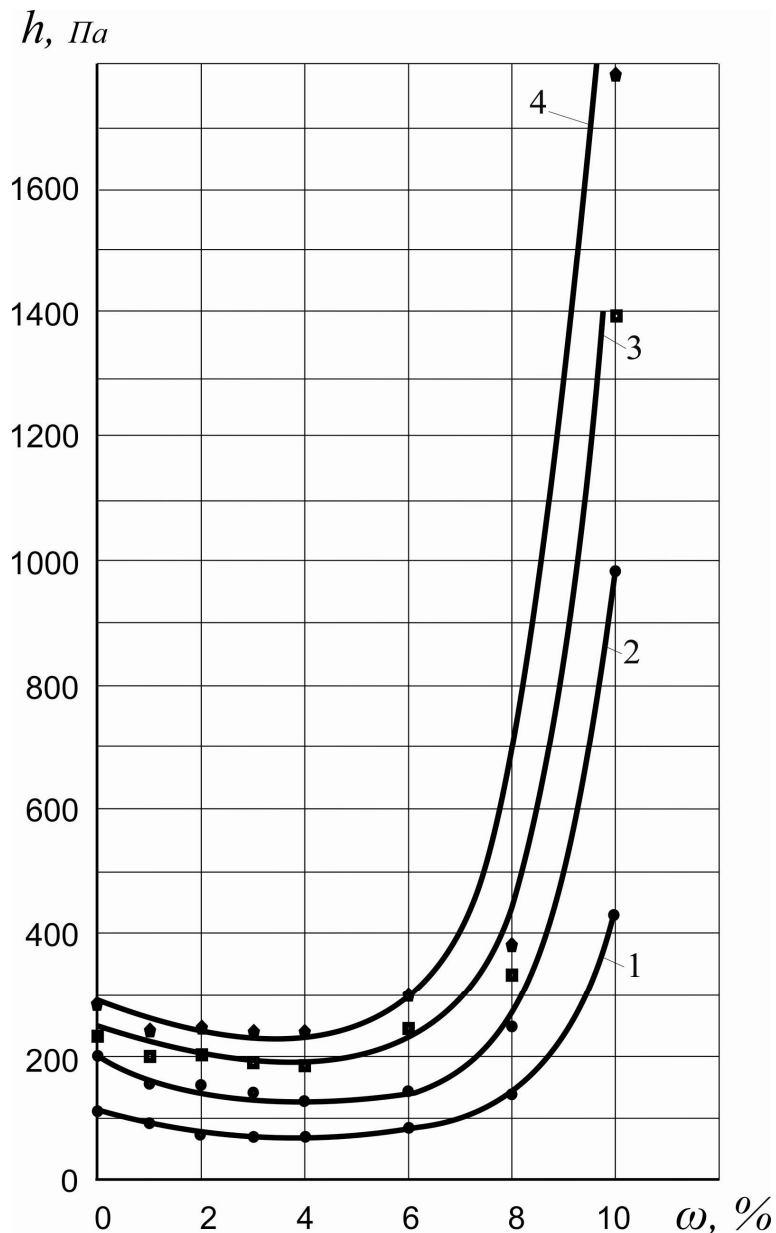


Рис. 3. Изменение депрессии в зависимости от влажности пористой среды из класса $-1 +0.5$ мм: 1 – при $Q = 0,04$ л/с; 2 – при $Q = 0,06$ л/с; 3 – при $Q = 0,08$ л/с; 4 – при $Q = 0,1$ л/с.

Из графика видно, что незначительное увлажнение пористой среды приводит к падению депрессии при одном и том же количестве фильтрующегося воздуха, что указывает на снижение аэродинамического сопротивления среды при некотором увлажнении пор в связи со снижением величины трения воздуха о поверхность частиц породы. С возрастанием влажности сопротивление остается неизменным до определенного предела, а затем резко возрастает, что объясняется перекрытием одной части поровых каналов водой полностью и сужением водяным слоем другой части поровых каналов.

Особенно резкое возрастание сопротивления пористой среды наблюдается при полном насыщении ее влагой, что указывает на существенное влияние влаги на процессы фильтрации воздуха.

Проведенные исследования свидетельствуют о необходимости учета влажности горных пород при расчетах фильтрационных утечек рудничного воздуха. При относительно стабильных общешахтных перепадах давлений в зависимости от изменения влажности пористой среды обрушенных зон величина утечек воздуха может увеличиваться или уменьшаться в довольно широких пределах. Зависимость режима движения воздуха от влажности пористой среды обрушенных зон не наблюдается. Это связано с тем, что при большом насыщении руды водой, режим движения воздуха, как правило, ламинарный.

Поверхностные воды, попадая в зону обрушения не только увлажняют пористую среду, но и вызывают весьма важные явления которые происходят при движении в пористой среде нескольких фаз (воды и воздуха). Появление межфазных границ требует учета капиллярных сил. Их роль в зонах обрушения может быть определяющей. Это связано с малостью размеров пор. Так, относительная роль капиллярных сил по отношению к силе тяжести и силам вязкого сопротивления определяется отношениями, которые носят название капиллярных чисел [4]:

$$Ca_g = \frac{\rho g d^2}{\sigma}, \quad Ca = \frac{\mu u}{\sigma}, \quad (5)$$

где σ – межфазное натяжение, имеющее порядок 10 мН/м; ρ – плотность воздуха, кг/м³; μ – динамическая вязкость воздуха, Н·с/м²; u – скорость фильтрации, м/с; g – ускорение свободного падения, м/с²; d – диаметр пор, мм.

Подставляя характерные значения в выражения (5), легко убедиться в справедливости утверждения о преобладании капиллярных сил. Поэтому в каждом элементе пористой среды фазы стремятся расположиться в соответствии с капиллярными силами. При этом мелкие поры оказываются занятыми более смачивающей жидкостью, а крупные – менее смачивающей. Большинство природных пористых сред гидрофильны, и смачивающей жидкостью для них является вода, а несмачивающей – воздух. Практически, пленка воды почти всегда существует на поверхности скелета грунта. Для несмачивающей фазы остаются расширения пор.

Детальная картина сосуществования двух фаз в поровом пространстве будет зависеть от их количества. Его обычно характеризуют фазовыми насыщенностями s_i , $i = 1, 2$. Насыщенность – это доля порового пространства, занятая данной фазой, так что $s_1 + s_2 = 1$. В частности, если насыщенность несмачивающей фазы достаточно мала, меньше некоторого критического значения s , эта фаза должна распасться на отдельные капли, которые заперты капиллярными силами и неспособны двигаться под действием обычных для пористой среды перепадов давления. Именно этим объясняется неизбежность защемления некоторого количества остаточной воды в пористой среде при вытеснении ее воздухом.

При насыщенности выше критической поровые каналы, занятые данной фазой, образуют связную сеть каналов и, возможно, течение. При критической насыщенности эта сеть каналов разрывается. Такой переход, происходящий при определенном соотношении между числом заполненных и незаполненных поровых каналов, является общим явлением для процессов проводимости во многих неупорядоченных физических системах.

Таким образом, в условиях преобладания поверхностного натяжения две жидкости, смачивающая и несмачивающая, например вода и воздух, занимают при данном соотношении между их насыщенностями строго определенное положение в порах. При этом течение их происходит по “своей” части порового пространства так, как если бы вторая фаза затвердела. Поэтому для каждой из фаз справедлив закон Дарси, но проницаемость уменьшается, так как часть порового пространства занята другой фазой. Отношение эффективной проницаемости к абсолютной (однофазной) проницаемости данной среды носит название относительной фазовой проницаемости для данной фазы. В основном обе фазы движутся под одним перепадом давления.

Выводы. На основании выполненных исследований установлено:

- изменение литологического состава пористой среды в обрушенных зонах оказывает существенное влияние на величину аэродинамического сопротивления среды и режим фильтрации воздуха в ней;

- основной причиной изменения аэродинамического сопротивления пористой среды зоны обрушений является процесс кольматации происходящий в ее поверхностном слое во время которого происходит взаимодействие дисперсной фазы с дисперсионной средой кольматирующих растворов, а также поровой поверхности породы с внутрипоровой средой, в результате чего снижается проницаемость пористой среды обрушенных зон.

В результате исследований получены аэродинамические характеристики пористой среды в зависимости от изменения ее литологического состава, позволяющие с достаточной достоверностью определять значения параметров фильтрации для различных условий пористой среды обрушенных зон.

Список литературы

1. Ярцев В.А. К вопросу о прогнозе изменения величины аэродинамического сопротивления обрушений при увеличении глубины разработки/ В.А. Ярцев // Известия вузов. Горный журнал. – 1966. – № 4. – С. 47-54.
2. Ориатский Н.В. Исследование процесса кольматации песков / Ориатский Н.В., Сергеев Е.М., Шехтман Ю.М. - М.: Изд. Моск. Университета, 1955. – 123 с.
3. Основы технологии добычи газа / Мирзаджанзаде А.Х., Кузнецов О.Л., Басниев К.С, Алиев З.С. - М.: ОАО «Издательство «Недра», 2003. – 880 с.
4. Баренблатт Г.И. Движение жидкостей и газов в природных пластах / Баренблатт Г. И., Ентов В. М., Рыжик В. М. - М.: Недра, 1984. - 211 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н.Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 05.09.2014*

ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ФОРМУВАННЯ І РОЗВИТКУ ПИЛОГАЗОВОЇ ХМАРИ В АТМОСФЕРІ ПРИ МАСОВИХ ВИБУХАХ У КАР'ЄРАХ

У роботі наведені результати досліджень параметрів формування і розвитку пилогазової хмари в атмосфері при масових вибухах у кар'єрах.

В работе приведены результаты исследований параметров формирования и развития пылегазового облака в атмосфере при массовых взрывах в карьерах.

The paper presents the results of research and development settings for creating dust and gas clouds in the atmosphere at a mass explosion in quarries.

Вступ. При інтенсифікації відкритих гірничих робіт, як найбільш економічного і ефективного способу видобутку корисних копалин, у теперішній час і в майбутньому слід очікувати збільшення глибини кар'єрів України до 450-500 м. Буровибуховий спосіб видобутку корисних копалин залишається поки єдиним ефективним способом руйнування гірських порід незважаючи на його пагубний вплив на довкілля. Масові вибухи при проведенні відкритих гірничих робіт є основним джерелом забруднення довкілля дрібнодисперсним пилом, пиловим аерозолем та токсичними газовими продуктами вибуху (СО, NO, NO₂ та ін.), які під дією вітру розповсюджуються на відстань до 20 км від території кар'єру. Забруднення повітря при вибухових роботах завдає шкоди не тільки здоров'ю людини, величезна шкода заподіюється сільськогосподарським культурам, лісам, будівлям, підприємствам і пам'ятникам культури. Потенційна небезпека пилу визначається його високою дисперсністю та вмістом вільного двоокису кремнію [1].

Процес дії вибуху при руйнуванні гірничих порід має вельми складний характер. Відомо, що при вибуху заряду вибухової речовини (ВР) в свердловині розпечені газоподібні продукти вибуху миттєво створюють величезний тиск і наносять сильний удар по стінках свердловини. Прямі ударні хвилі з великою швидкістю поширюються у вибуховому середовищі. При своєму розповсюдженні ударні хвилі розширюють природні і утворюють нові тріщини в масиві, створюють поле напруги, яке виконує первинне руйнування гірничих порід. У шарі контакту гірничих порід і вибухової речовини контактуюча порода піддається усесторонньому стискуванню, переходить в пластичний стан і дуже передрібнюється. При досягненні вільної поверхні уступу прямі ударні хвилі не згасають, їх енергія перетворюється в енергію відбитих ударних хвиль. Під дією відбитої ударної хвилі, яка спрямована до центру заряду ВР, виникає поле зворотних деформацій і напруги, яке піддає масив усебічному розтягуванню і додатковому дробленню. Гірничий масив в зоні дії продуктів вибуху залучається ними в рух, що супроводжується додатковим дробленням шматків породи, їх інтенсивним тертям між собою та виділенням великої кількості пилу. Таким чином можна відмітити, що фізична суть процесу

руйнування гірських порід вибухом вивчена досить добре як в теоретичному, так і в практичному плані [2, 3, 4].

У той же час процес зародження і формування пилогазової хмари (ПГХ) при масових вибухах в кар'єрах представляє нині ще маловивчений процес.

Загальну картину процесу можна представити за наведеними в науковій літературі розрізненими даними, що стосуються процесу формування ПГХ при вибуху свердловинних зарядів або їх фізичних моделей. Наприклад, початкова швидкість прориву газів через тріщини досягає 600-700 м/с [3], швидкість вильоту забивки зі свердловини 120-150 м/с, а продуктів вибуху - до 800 м/с [2]. Швидкість поширення ПГХ в початковий момент вибуху за даними к.т.н. А.П. Ткаченко досягає 200 м/с і більше. За даними проф. П.В. Бересневіча час формування ПГХ становить 30-60 с, при цьому газу і пил викидаються на висоту до 250 м, концентрація пилу в хмарі становить 680-4250 мг/м³, а загальний обсяг ПГХ досягає 10-20 млн.м³, час дії динамічного фактора вибуху становить 1 секунду, час дії температурного чинника дорівнює 1 хвилині. Деякі автори розглядають пилогазову хмару як окремих об'єкт, виділяючи первинне, вторинне і третинне ПГХ, при цьому швидкість викиду продуктів вибуху з гирла свердловини становить за даними цих авторів 400-700 м/с [5]. За даними інших авторів при вибуху свердловин без забивки 60-65% газів вилітає зі швидкістю 250-350 м/с, при використанні стандартної забивки 10-15% газів вилітає зі швидкістю 150-200 м/с [6].

Таким чином, експериментальні дані про фізичні процеси зародження та формування ПГХ досить суперечливі і не дозволяють оцінити динаміку розвитку ПГХ в часі. Тому дослідження параметрів формування і розвитку пилогазової хмари в атмосфері при масових вибухах у кар'єрах є актуальною науково-практичною задачею, яка відноситься до переліку пріоритетних напрямів розвитку науки і техніки на період до 2020 року (п. 4 «Раціональне природокористування», Закон України від 12.10.2010 р. № 2519-VI) та збігається з переліком пріоритетних тематичних напрямів наукових досліджень і науково-технічних розробок на період до 2015 року за напрямом «Технології очищення та запобігання забрудненню атмосферного повітря», що затверджені Постановою КМУ від 07.09. 2011 р. № 942.

Метою роботи є дослідження параметрів формування і розвитку пилогазової хмари в атмосфері при масових вибухах у кар'єрах.

Викладення матеріалів та результати досліджень. Як відомо, спроби теоретичного опису процесів, що відбуваються в зоні зародження і формування ПГХ особливого успіху не мали через відсутність достатнього об'єму експериментальних даних про фізичні процеси, що протікають в зоні вибуху, та відсутність наукових приладів для прямого дослідження або зондування епіцентру ПГХ, особливо в період його зародження та формування.

На основі запропонованого нами підходу [7], було розглянуто математичну модель розвитку в атмосфері ПГХ при вибухових роботах у кар'єрі, що включає ряд часткових задач гідродинамічного характеру: визначення геометричних, кінетичних та динамічних характеристик ПГХ (розміри, швидкість підйому та розширення; концентрація в ПГХ продуктів вибуху та пилу різної дисперсності); час та

ареал осадження різних пилових фракцій; газопиловий стан у кар'єрі та у навколишньому середовищі (НС), а також цілий ряд інших гідродинамічних задач взаємодії ПГХ з НС. З урахуванням фізики процесу, гідродинамічна задача щодо виникнення та розвитку ПГХ може бути розділена на три стадії.

Перша - початкова стадія. Під час якої в атмосферу надходять сипучі речовини забивки та частково продукти вибуху ВР, що фільтруються крізь шпаристе тіло забивки.

Друга - стадія зародження та формування ПГХ. Вона настає після розлому гірничого масиву та характеризується інтенсивним виходом у атмосферу газоподібних продуктів вибуху (ПВ) та пилу по всій межі роздробленого масиву. Продовжується ця стадія до моменту вирівнювання внутрішнього тиску у роздробленому масиві з атмосферним. Під час другої стадії виникає найбільш інтенсивний розвиток ПГХ за рахунок його підживлення з епіцентру вибуху.

Третя - стадія розвитку ПГХ. Являє собою етап самостійної еволюції ПГХ у атмосфері кар'єру та взаємодією з навколишнім середовищем після підживлення газами з епіцентру вибуху.

Перша та друга з перерахованих трьох стадій являє собою складні та маловивчені процеси, які можна розглядати як самостійні гідрогазодинамічні задачі, що визначаються різноманітними фізико-технічними параметрами, які взаємопов'язані між собою. При цьому перевагу було віддано таким спрощеним моделям, котрі для свого функціонування не потребують виконання дуже детальної вихідної інформації та зводяться або до систем звичайних диференціальних рівнянь, або припускають аналітичне рішення.

Матеріалами для забивки зазвичай слугують різноманітні сипучі матеріали та їх суміші (пісок, глина, щебінок та інші), тому рух тіла забивки необхідно розглядати на основі тих механічних моделей, котрі використовуються для сипучих матеріалів та ґрунтів. Однією з найбільш простих та адекватних для цього явища є математична модель так званого «пластичного газу», що розроблена Рахматуліним Х.А., Сагомояном Я.А. та ін. Ця модель заснована на емпіричному факті, що для таких матеріалів при стискуванні між гідростатичним тиском P :

$$P = - I / 3 (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3), \quad (1)$$

де $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – головні компоненти напруження;
та об'ємною деформацією ζ :

$$\zeta = I - \rho_a / \rho, \quad (2)$$

існує деяка функціональна залежність:

$$P = f(\zeta). \quad (3)$$

Таким чином, можна вважати, що процес розширення продуктів вибуху ВР у свердловині заряду в період з моменту детонації до моменту розлому масиву з високим ступенем точності є адіабатичним.

Результати натурних досліджень та обробка отриманих кінограм фотокінозйомки ПГХ показали, що в момент зародження хмара в основному має форму сферичного сегменту, котрий характеризується двома параметрами: висотою та радіусом основи. Після періоду зародження ПГХ у вигляді сферичної «шапки», починається період формування ПГХ у вигляді турбулентного стру-

меню, котрий на основній ділянці має вигляд зрізаного конуса. Таким чином можна вважати, що за стадією зародження ПГХ у вигляді сферичного сегменту виникає стадія, коли ПГХ отримує вигляд зрізаного конуса зі сферичним сегментом. Розглянемо умови переходу від однієї форми до іншої за допомогою схеми на рисунку 1.

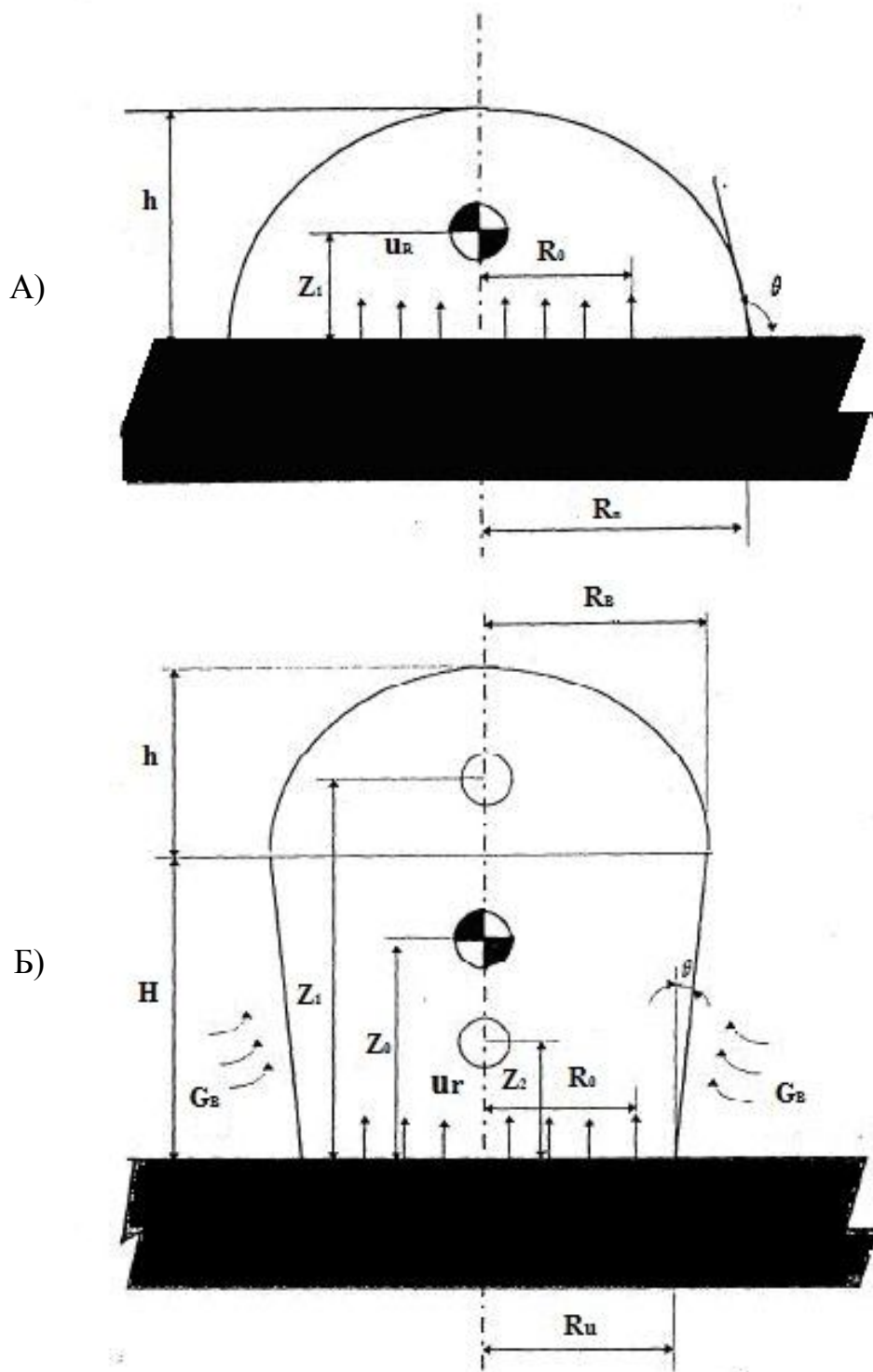


Рис. 1. Схема формування ПГХ при підживленні її продуктами вибуху з роздробленого масиву: А) у формі сферичного сегменту; Б) у формі усіченого конуса з сферичним сегментом

Введемо наступні позначення: R_0 – середній радіус площі вибухового блоку (для спрощення площа вибухового блоку розглядається як коло радіусом R_0); $R_H(t)$ – радіус нижньої основи ПГХ; R_B – радіус верхньої основи зрізаного конуса (максимальний радіус хмари); H – висота зрізаного конуса; h – висота сферичного сегменту, Z_1 та Z_2 – відповідно, висота центру тяжіння сферичного сегменту і усіченого конуса над рівнем основи хмари, u_R та u_T – відповідно, середня швидкість підйому ПГХ (приймається рівною швидкості руху його центру мас) і середня швидкість руху газів з роздробленого масиву.

На етапі зародження об'єм ПГХ:

$$V_{ПГХ} = V_1 = \pi h / 6 (h^2 + 3 R_B^2). \quad (4)$$

На етапі формування струменю:

$$V_{ПГХ} = V_1 + V_2 \quad (5)$$

де: $V_1 = \pi h / 6 (h^2 + 3 R_B^2)$,

$$V_2 = \pi h / 6 (R_B^2 + R_B R_H + R_H^2),$$

при цьому $R_B = R_H + H\alpha$, де $\alpha = \tan\theta$ та θ – кут напіврозчину конічної частини хмари. За експериментальними даними з класичної гідрогазодинаміки для стаціонарних струменів на початковій ділянці $\alpha = 0,22$, на основній ділянці $\alpha = 0,27$.

Таким чином, на першій стадії об'єм ПГХ, згідно (4), є функцією двох параметрів h та R_H :

$$V_{ПГХ} = V_1 = f(R_H, h) \quad (6)$$

Так само, вважаючи, що на другій стадії сферичний сегмент плавно спрягається з конічною частиною, загальний об'єм ПГХ

$$V_{ПГХ} = V_1 + V_2 \quad (7)$$

можна розглядати як функцію двох параметрів, наприклад, R_H та H ,

$$V_{ПГХ} = f(R_H, H).$$

Таким чином, відповідно (6) та (7), об'єм ПГХ у прийнятій моделі залежить від двох незалежних параметрів: R_H та h або R_H та H .

З урахуванням вищевикладеного запропоновано метод розрахунку процесу розвитку ПГХ в атмосфері кар'єру при масовому вибуху, що складається з трьох блоків:

- перший блок: розрахунок газодинамічної обстановки у роздробленому масиві в момент початку виходу ПВ в атмосферу;

- другий блок: розрахунок ПГХ на етапі її зародження (коли ПГХ має форму сферичного сегменту);

- третій блок: розрахунок ПГХ на етапі її формування (коли ПГХ має форму зрізаного конуса з сферичною верхньою частиною).

При цьому, для розрахунків параметрів ПГХ, необхідно знати: дані технологічного плану (площа підривного блоку, число свердловин, глибина свердловин та ін.), а також характеристики ВР, що використовується (теплота вибухового перетворення, щільність та ін.). Серед цих параметрів фігурує коефіцієнт розпушеного гірничого масиву вибухом m_P (емпірична величина) та коефіцієнт детонації μ , що враховує можливу неповноту детонації ВР у свердловині, у результаті чого

відбувається викид частини ВР у атмосферу з наступним його догоранням у ПГХ. Склад продуктів вибуху ВР для типу ВР, що використовується, вважається заданим. Для розрахунку необхідно також вказати середні значення теплоємностей c_p та c_v продуктів вибуху (у діапазоні температур $300\text{ K} < T < 1000\text{ K}$).

Після визначення вихідних даних за допомогою першого блоку можна розрахувати значення тиску, температури та щільності продуктів вибуху в момент розлому масиву і початку виходу ПВ в атмосферу.

У другому блоку розрахунку (етап зародження ПГХ) математична модель приводилась до стандартної системи розрахунку диференціальних рівнянь виду:

$$\frac{dP_1}{dt} = F_1, \quad \frac{dV_{\text{ПГХ}}}{dt} = F_2, \quad \frac{dZ_0}{dt} = F_3, \quad \frac{dK}{dt} = F_4, \quad \frac{dM_{\Gamma}}{dt} = F_5, \quad (8)$$

де: P_1 – поточний тиск на дні роздробленого масиву; $V_{\text{ПГХ}}$ – об'єм ПГХ; Z_0 – висота центру тяжіння хмари; K – кількість руху газів у ПГХ; M_{Γ} – маса ПВ, що надходять у ПГХ. Ежекція атмосферного повітря в ПГХ на першому етапі розрахунку не враховується. Початкові дані для першого етапу: $P_1 = P_p$, $V_{\text{ПГХ}} = 0$, $K = 0$, $Z_0 = 0$, $M_{\Gamma} = 0$.

У процесі розрахунку також передбачений розрахунок усього комплексу необхідних параметрів ПГХ в залежності від часу: об'єм та маса ПГХ; висота центра тяжіння, загальна висота та радіус нижньої основи ПГХ; середня температура, щільність та загальна кількість руху в ПГХ, також деякі інші величини. При цьому висота хмари та радіус її нижньої основи визначається безпосередньо через об'єм V та положення центру маси хмари Z_0 .

У третьому блоці розрахунку (етап формування ПГХ у вигляді зрізаного конусу у нижній частині та сферичного сегменту у верхній), до системи попередніх рівнянь (8) додається рівняння (9) ежекції повітря в ПГХ у вигляді:

$$\frac{dM_B}{dt} = F_{\sigma}. \quad (9)$$

Крім цього, для стандартизації розрахунку, рівняння з визначення висоти конічної H та сферичної h частин ПГХ записуються також у вигляді диференціальних рівнянь:

$$\frac{dH}{dt} = F_7, \quad \frac{dh}{dt} = F_8. \quad (10)$$

Початковими даними для цього розрахунку слугують дані, що були у кінці другого блоку розрахунку, а для знов введених величин (маси повітря, що ежектується M_B та висоти H конічної частини ПГХ) – значення: $M_B = 0$, $H = 0$.

Розрахунок параметрів формування ПГХ продовжується до моменту закінчення її підживлення з роздробленого масиву, що настає при вирівнюванні тиску всередині масиву з атмосферним тиском.

Процес забруднення атмосфери при вибухових роботах у кар'єрах та вибір напрямів захисту довкілля пов'язаний з механізмом зародження та формування ПГХ, насамперед з тріщинуватістю масиву порід, їх фізико-механічними властивостями та структурою масиву підривного блоку в цілому.

Дослідження структури масиву підривного блоку в кар'єрі були проведені шляхом аналізу кернів свердловин, пробурених на Першотравневому кар'єрі

фахівцями Криворізької геологорозвідувальної експедиції. Результати досліджень вказують, що верхня 5-метрова зона уступу практично знаходиться в зруйнованому стані і взяти проби керн неможливо. На глибині 5-10 метрів породи мають помітну тріщинуватість і не мають цілісної структури. На глибині 10-30 м спостерігається характерна для порід Першотравневого кар'єру природна тріщинуватість і структура гірничого масиву. Таким чином результати досліджень показали, що верхній 5-метровий шар підривного блоку знаходиться в розпушеному стані, являє собою зону перебура свердловин попереднього горизонту та є джерелом додаткового пилоутворення, пов'язаного з інтенсивним виносом вибуховими газами передрібнених частинок пилу верхнього розпушеного шару порід. Встановлена структура масиву порід підривного блоку (уступу) в кар'єрі дозволяє оцінити його вплив на процес зароджування ПГХ при масовому вибуху.

Можна стверджувати, що з урахуванням 3-х видів виявленої тріщинуватості та стану гірничих порід підривного блоку, існують 3 різні зони уступу, які по різному беруть участь у процесі зародження та формування ПГХ. По відношенню до процесу пилоутворення при масовому вибуху запропоновано розрізнити такі три характерні зони:

I зона - зона перебура та розпушеного масиву, розміром до 5 м є одним з основних активних джерел пилоутворення при вибуху;

II зона - зона основного масиву з підвищеною тріщинуватістю, знаходиться на глибині від 5 до 10 м і в процесі пилоутворення менш активна;

III зона - зона вибуху заряду ВР, знаходиться на глибині від 10 до 20 м і є основною зоною передрібнення порід і активного пилоутворення.

Таким чином істотний вплив на пилоутворення при вибухах в кар'єрі має природна і штучна тріщинуватість масиву, наявність і розміри зони перебура на підривному уступі. На рисунку 2 наведено загальний вигляд підривного блоку із зазначенням характерних зон тріщинуватості і пилоутворення при масовому вибуху на уступі кар'єру.

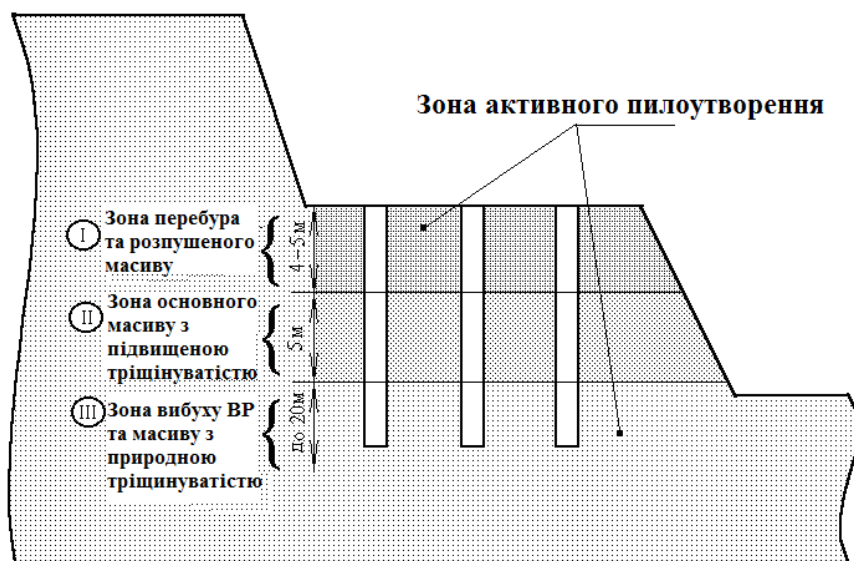


Рис. 2. Основні зони пилоутворення при масовому вибуху в кар'єрі

Висновки:

1. Доведено, що процеси руйнування гірських порід вибухом вивчені досить добре як в теоретичному, так і в практичному плані. У той же час процес зародження і формування пилогазової хмари при масових вибухах в кар'єрах представляє нині ще маловивчений процес. Показано, що пилогазова хмара при масових вибухах на кар'єрах це об'єкт з високою початковою температурою, швидкістю та висотою підйому, який при поширенні в атмосфері має пагубний вплив на довкілля.

2. Розглянуто математичну модель розвитку в атмосфері пилогазової хмари при вибухових роботах у кар'єрі, що включає ряд часткових задач гідрогазодинамічного характеру з визначення геометричних, кінетичних та динамічних характеристик ПГХ.

3. За результатами експериментальних досліджень показано, що в момент зародження ПГХ має форму сферичного сегменту, котрий характеризується висотою та радіусом основи, а у період формування ПГХ отримує вигляд турбулентного струменю, котрий на основній ділянці має вигляд зрізаного конуса зі сферичним сегментом.

4. Запропоновано метод розрахунку параметрів формування і розвитку пилогазової хмари в атмосфері при масовому вибуху у кар'єрах, що складається з трьох блоків:

- розрахунок газодинамічної обстановки у роздробленому масиві в момент початку виходу ПВ в атмосферу;

- розрахунок ПГХ на етапі її зародження (коли ПГХ має форму сферичного сегменту);

- розрахунок ПГХ на етапі її формування (коли ПГХ має форму зрізаного конуса з сферичною верхньою частиною).

5. Встановлено, що при масовому вибуху в кар'єрі створюється 3 характерні зони пилоутворення, які пов'язані з природної і штучної тріщинуватістю масиву, наявністю і розміром зони перебура на підривному уступі.

Список літератури

1. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме «карьер-окружающая среда-человек».- Дн-вск: РИО АП ДКТ, 1997. – 136 с.
2. Кутузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. - М.: Недра, 1973. - 312 с.
3. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах / М.М. Комир, Л.М. Гейман, В.С. Кравцов и др. - М.: Недра, 1972. - 214 с.
4. Действие взрыва в грунтах и горных породах. Материалы Всесоюзн. НТК. - К.: Наукова думка, 1982. - 283с.
5. Способы снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах / Джос В.Ф., Сытенков В.Н., Сладков Н.П. и др. // *Металлург. и горноруд. промышл.*- 1995.- №1. С. 56-57.
6. Ефремов Э.И., Петренко В.Д. Экология массовых взрывов в карьерах // *Металлург. и горноруд. промышл.* - 1991. - №4. С. 5-6.
7. Математическая модель развития пылегазового облака в окружающей среде при взрыве в карьере / Зберовский А.В., Гоман О.Г., В.В.Дубей и др. // В кн.: *Экологические проблемы промышленного региона. Тез. докл. МНТК, Макеевка, 1995 г., с. 9-10.*

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Собко Б.Ю.
Надійшла до редакції 15.04.2014*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕОБХОДИМОГО ОБЪЁМА ВОДЫ ДЛЯ ПОДАВЛЕНИЯ ПЫЛЕВОГО ОБЛАКА ПОСЛЕ МАССОВОГО ВЗРЫВА В КАРЬЕРЕ

Наведені результати теоретичних досліджень по вирішенню задачі прогнозування необхідного об'єму води для пригнічення пилової хмари при масових вибухах в кар'єрах.

Приведены результаты теоретических исследований по решению задачи прогнозирования требуемого объёма воды для подавления пылевого облака при массовых взрывах в карьерах.

Theoretical studies to address the problem of forecasting the required amount of water to suppress dust cloud with mass explosions in mines.

Введение. Наиболее широко распространенным методом пылеподавления является орошение запылённой атмосферы в месте образования пылевого облака. В частности, при массовом взрыве в карьере в атмосфере образуется пылегазовое облако, состоящее из смеси пыли и взрывных газов. Высота подъёма облака зависит от мощности взрыва и может достигать 1,5 км [1]. Интенсивность образования пыли зависит от удельного расхода ВВ, изменяется в широких пределах и для условий Кривбасса составляет от 10 до 150 кг/м³. Концентрация пыли в облаке при этом составляет до 4000 мг/м³.

Постановка задачи. При подавлении пылевого облака путём его орошения прежде всего необходимо установить необходимый объём воды, который необходимо доставить и разбрызгать над ним. В этой работе представлены результаты теоретических исследований по решению этой задачи.

Изложение материала исследований. Основным параметром орошения пылевого облака является эффективность пылеподавления, которая в общем случае определяется способностью улавливания пылевых частиц диспергированной водой [2, 3, 4] Эта способность характеризуется коэффициентом захвата пылинок сферической каплей воды.

В результате теоретических исследований нами получено аналитическое выражение для расчёта эффективности подавления пылевого облака путём его орошения в виде [5]:

$$\eta = 1 - \exp\left(-\frac{3}{2} m \frac{\omega}{g} \frac{H}{d_k} \eta_{\Sigma}\right), \quad (1)$$

где $\eta = \frac{\Delta C}{C}$ - эффективность подавления пылевого облака; ΔC - часть пыли облака, захваченная каплями воды, мг/м³; C - начальная концентрация пыли в облаке, мг/м³; $m = \frac{V_k}{V_o}$ - показатель орошения облака, м³/м³; V_k - объём капель орошаемой жидкости, м³; V_o - объём пылевого облака, м³; $\omega = u - g$ относительная скорость движения пылевой частицы и капли воды, м/с; u, g - скорость осаждения пылевой частицы и капли воды соответственно, м/с; H - высота

“прочёсывания” пылевого облака каплями воды, м; d_k – диаметр капли воды, м; η_Σ – коэффициент захвата пылинок сферической каплей воды.

В результате проведенных теоретических исследований установлены значения коэффициента захвата для частиц железорудной пыли различных фракций и диаметров водяных капель. Установлено, что значение коэффициента захвата для тонкодисперсной железорудной пыли имеет максимальное значение при диаметре капель воды 1–1,5мм и равен 0,488. Для грубодисперсной железорудной пыли коэффициент захвата при этих диаметрах капель воды изменяется от 0,815 до 0,996. Таким образом, подтверждается то положение, что чем больше диаметр частиц витающей пыли, тем выше коэффициент захвата её каплями орошаемой жидкости.

В пылегазовом облаке сразу после взрыва в результате воздействия на пылевые частицы динамического фактора выброса из очага взрыва продуктов детонации и термического фактора из-за их высокой температуры пыль движется вверх. Причём высота подъёма частиц зависит также от их диаметра и плотности. При уравнивании сил, вызывающих движение частицы вверх, и сил сопротивления движению пылевая частица останавливается. И затем частица начинает движение вниз под действием силы тяжести $F_g = mg$, где m – масса частицы, кг; g – ускорение земной тяжести, м/с². Противодействует движению частицы вниз выталкивающая сила Архимеда $F_A = \rho_0 Vg$, где ρ_0 – плотность воздуха, кг/м³; V – объём частицы, м³, а так же сила трения среды, которая при ламинарном режиме движения среды пропорциональна скорости движения частицы. Сила трения среды может быть выражена как $F_{тр} = K\vartheta$ [6], где K – коэффициент сопротивления для области течения, Нс/м, ϑ – скорость осаждения пылевой частицы, м/с.

Скорость осаждения частиц пыли определится по выражению

$$\vartheta = \frac{g\rho d^2}{18\mu}. \quad (2)$$

Выражение (2) является формулой Стокса для определения скорости осаждения пылевых частиц в воздухе под действием сил гравитации [7,8]. Однако ввиду принятых допущений область её применения ограничивается как по числу Рейнольдса, так и по размеру частиц. Значительные отклонения от формулы Стокса возникают в том случае, когда диаметр частиц соизмерим с длиной свободного пробега молекул газа. Хорошее совпадение формула даёт при числах Рейнольдса

$$Re = \frac{\rho_0 \vartheta d}{\mu} < 1 \quad (3)$$

С ростом числа Re на поверхности частицы возникают проскальзывания газа, то есть свойства газа начинают отличаться от свойств сплошной среды. В кормовой области за частицей возникают вихревые зоны. Пограничный слой на поверхности частицы турбулизируется. При $Re > 10^2$ образуются так называемые

мые дорожки Кармана, состоящие из оторвавшихся вихрей. Сопротивление трения заметно возрастает. Величина инерционных сил в области $Re > 10^4$ становится соизмеримой с силами вязкости. В этом случае сила сопротивления пропорциональна квадрату скорости и определяется по выражению [6]

$$F_c = \xi 0,5 \rho_0 g^2 \pi r^2,$$

где $\xi = f(Re)$ - коэффициент сопротивления частицы, определяемый в общем случае по экспериментальным данным и зависящий от режима обтекания; r - радиус пылевой частицы, м.

Весь диапазон значений Re можно разделить на несколько областей, в пределах которых зависимость $\xi = f(Re)$ можно аппроксимировать простыми формулами:

Так, в области действия закона Стокса для Re от 0,01 до 1 $\xi = \frac{24}{Re}$.

В диапазоне $Re = 10 \dots 10^3$ приемлема формула $\xi = \frac{12}{\sqrt{Re}}$.

В области развитого турбулентного течения, где $Re > 10^4$, коэффициент сопротивления практически не зависит от изменения числа Re и для сферы равен $\xi = 0,45$.

Для оценки загрязнения прилегающих к карьере территорий необходимо знать скорость осаждения пылевых частиц в гравитационном поле. Кроме этого, при решении вопросов пылеподавления с помощью орошения облака важно иметь данные о скорости осаждения капель воды. Установлено, что скорость оседания частиц железорудной пыли находится в диапазоне от 0,00012 до 0,995 м/с [9].

Для повышения эффективности мокрого пылеподавления капли орошаемой жидкости должны иметь значительно больший диаметр и, соответственно, значительно большую скорость осаждения. При этом обеспечивается "прошивание" облака каплями орошаемой жидкости. Капли воды имеют скорость оседания, равную скорости оседания крупнодисперсной железорудной пыли, при диаметре 400 мкм. С учётом результатов исследований коэффициента захвата аэрозольных частиц каплями воды при их орошении, которые приведены в работе [9], для эффективного подавления облака железорудной пыли диаметр капель воды должен быть 1000–1500 мкм. При этом скорость осаждения капель воды составляет 4,5–6,5 м/с, которая значительно выше скорости частиц пыли, в том числе и крупнодисперсной. Такие диаметры капель имеет вода при самодиспергировании в процессе осаждения в атмосферном воздухе под действием сил гравитации [2].

Проведенные теоретические исследования позволили установить:

1. Максимальный диаметр аэрозольных частиц, для определения скорости осаждения которых правомочно применить закон Стокса, для частиц железорудной пыли составляет 50 мкм, а для капель воды – 80 мкм.

2. Обоснованный диаметр капель воды, при котором обеспечивается наиболее эффективное пылеподавление при орошении облака железорудной пыли, составляет 1–1,5 мм, скорость осаждения которых в гравитационном поле составляет 4–6 м/с. Этим достигается превышение в несколько раз скорости осаждения даже крупнодисперсной железорудной пыли и обеспечивается “прошивание” облака пыли каплями воды.

Согласно (1), эффективность пылеулавливания повышается при увеличении суммарного коэффициента захвата частиц сферической каплей η_{Σ} , высоты контакта жидкости с облаком H , относительной скорости движения капли и пылевой частицы ω , показателя орошения пыли m .

Техническими методами можно повышать эффективность пылеулавливания за счет повышения суммарного коэффициента захвата пылевых частиц сферической каплей и показателя орошения пыли, который определяется возможностями средств доставки жидкости. Остальные параметры в выражении (1) обусловлены технологией разрушения горного массива и аэродинамическими параметрами атмосферного воздуха.

Для выполнения поставленной в этой работе задачи по определению необходимого количества воды для достижения эффективной очистки пылегазового облака от пыли при его орошении из выражения (1) найдём значение показателя орошения пылегазового облака:

$$m = \ln \frac{1}{1 - \eta} \left(\frac{3 \omega H}{2 g d_k} \eta_{\Sigma} \right)^{-1}. \quad (4)$$

При этом оптимальным диаметром капель воды можно считать $d_k = 1000\text{--}1500\text{ мкм}$ (1,0–1,5 мм), так как в этом случае суммарный коэффициент захвата мелкодисперсной (респирабельной) пыли является максимальным [5].

Далее рассчитаем необходимый показатель орошения облака для заданных значений эффективности пылеулавливания. Затем для известного объёма пылегазового облака можно рассчитать необходимый объём воды для орошения облака.

Проиллюстрируем предложенную методику на конкретном примере. Расчёт необходимого количества воды для орошения пылевого облака производился для массового взрыва мощностью 500 т украинита. При расчёте используем исходные данные:

- диаметр капель разбрызгиваемой воды $d_k = 1000 \cdot 10^{-6}$ м;
- суммарный коэффициент захвата пылевых частиц $\eta_{\Sigma} = 0,488$;
- объём пылегазового облака $V_o = B \cdot L \cdot H = 18 \cdot 1900 \cdot 100 = 3420000$ м³;
- средняя концентрация пыли в облаке $C = 1400$ мг/м³;
- скорость осаждения тонкодисперсной пыли $u = 0,00012$ м/с [5];
- скорость осаждения капель воды $g = 4,31$ м/с [5];
- относительная скорость движения капель воды $\omega = 4,31$ м/с.

Зададимся рядом значений эффективности улавливания пыли каплями воды η от 0,1 до 0,9. Далее по выражению (4) для этих значений эффективно-

сти пылеулавливания рассчитываем необходимый показатель орошения пылевого облака m . Результаты расчётов сводим в табл.1.

Таблица 1

Зависимость требуемого показателя орошения облака от эффективности пылеулавливания

η	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$m \cdot 10^6$	0,00143	0,00305	0,0049	0,00698	0,00947	0,0125	0,0164	0,022	0,0315

По этим данным, исходя из определения показателя орошения облака, объём воды для орошения облака определится как $V_{жс} = m \cdot V_0$.

Более информативным показателем является удельный расход воды для достижения желаемой эффективности пылеподавления V_{yd} , кг/кг. Он может быть определён как частное от деления требуемого расхода воды на общий выброс тонкодисперсной пыли при массовом взрыве. Результаты расчётов сводим в табл. 2.

Таблица 2

Требуемый объём воды для орошения облака при принятых значениях эффективности пылеулавливания

η	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$V_{жс}, M^3$	4,89	10,43	16,76	23,87	32,39	42,75	56,09	75,24	107,73
$V_{yd}, кг/кг$	0,130	0,278	0,447	0,637	0,865	1,141	1,497	2,010	2,875

На рис.1 представлена зависимость требуемого удельного расхода воды для подавления тонкодисперсной пыли при массовом взрыве мощностью 500т украинита при различных значениях эффективности пылеулавливания, которая описывается аналитическим выражением $V_{yd} = 0,1291^{3,5534\eta}$.

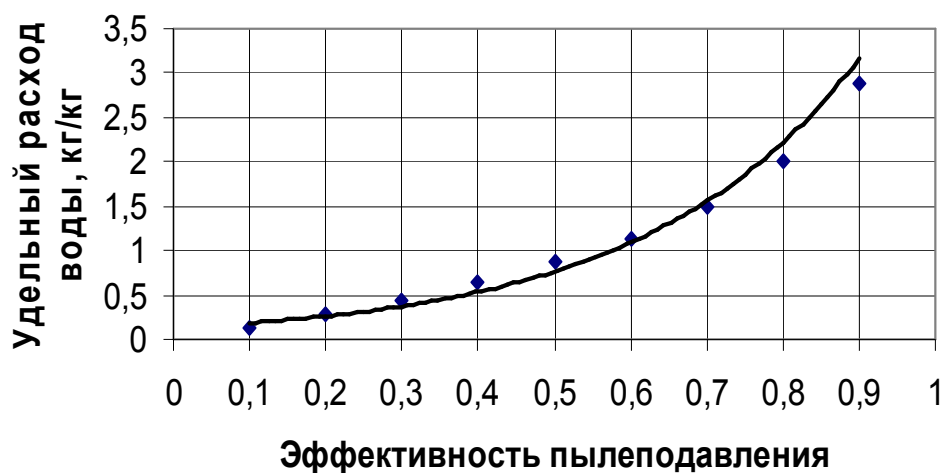


Рис. 1. Требуемый удельный расход воды для подавления тонкодисперсной пыли при различных значениях эффективности пылеулавливания

Уменьшить расход воды можно путём повышения коэффициента захвата пылевых частиц при добавлении в воду для орошения поверхностно активных веществ (ПАВ).

Выводы. Подавление пылевого облака после массового взрыва в карьере путём его орошения представляет собой весьма сложную задачу, так как для этого требуется доставка и разбрызгивание над ним больших объёмов орошаемой жидкости. Установлено, что для подавления пылевого облака, содержащего 1 кг железорудной пыли, необходимо над ним разбрызгать 2,87 кг воды. Для подавления пылевого облака, которое образовалось после массового взрыва мощностью 500т украинита в условиях Кривбасса, необходимый объём воды составляет 107,7м³. При этом обеспечивается снижение запылённости атмосферы на 90%, благодаря чему достигается значительное снижение экологической опасности массовых взрывов в карьерах.

Список литературы

1. Дриженко А. Ю., Козенко Г. В., Рыкус А. А. Открытая разработка железных руд Украины. Состояние и пути совершенствования. - Полтава: "Полтавский литератор", 2009. - 451с.
2. Берлянд М. Е. Прогноз регулирования загрязнения атмосферы. –Л.: Гидрометеиздат, 1985, - 272с.
3. Способ борьбы с загрязнением атмосферы карьеров продуктами взрывов / П.В. Бересневич, В.Г. Наливайко, В.В. Ежов и др. // Безопасность труда в промышленности. – 1988. № 5, - С. – 44 – 46.
4. Наливайко В.Г. Расчёт эффективности пылеподавления мелкодисперсным дождеванием после массовых взрывов в карьерах // Борьба с опасными и вредными производственными факторами на горнорудных предприятиях: Отр. темат. сб. / М – во метал. СССР. Ин – т ВНИИБТГ. – М.: Недра, 1991. – С. 62-64.
5. Юрченко А.А. Исследование коэффициента захвата аэрозольных частиц каплями воды при орошении // Збірник наукових праць НГУ. №39, 2012. -С.187-194.
6. Белоусов В.В. Теоретические основы процессов газоочистки. –М.: Metallургия, 1988.–256с.
7. Фукс Н. А. Механика аэрозолей / Фукс Н. А. –М.: Изд-во АН СССР, 1955. -351с.
8. Грин Х., Лейн В. Аэрозоли – пыли, дымы и туманы. Пер. с англ. под ред. д-ра хим. наук Н.А. Фукса. Изд. 2-е, стереотип. –Л.: Из-во «Химия», 1972.–427с.
9. Юрченко А.А. Обоснование степени диспергирования воды при орошении облака железорудной пыли после массовых взрывов в карьерах. // Збірник наукових праць НГУ. №40, 2013. -С.209-215.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 18.09.2014*

CFD МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО ДВУХЭТАЖНОГО ОТСТОЙНИКА С ПОВОРОТОМ ПОТОКА В ВЕРТИКАЛЬНОЙ ПЛОСКОСТИ

Рассмотрено построение численной модели для расчета горизонтального двухэтажного отстойника с поворотом потока в вертикальной плоскости. В основу модели положено уравнение движения идеальной жидкости и уравнение массопереноса. Для численного моделирования моделирующих уравнений используются разностные схемы. Численный расчет осуществляется на прямоугольной разностной сетке. Модель позволяет рассчитать процесс осветления в отстойнике при использовании компьютеров малой и средней мощности. Время расчета одного варианта задачи составляет несколько секунд. Представляются результаты проведенного вычислительного эксперимента.

Розглянуто побудову чисельної моделі для розрахунку двоповерхового відстійника з поворотом потоку у вертикальній площині. У основу моделі покладено рівняння руху ідеальної рідини і рівняння масопереносу. Для чисельного моделювання моделюючих рівнянь використовуються різницеві схеми. Чисельний розрахунок здійснюється на прямокутній різницевій сітці. Модель дозволяє розрахувати процес освітлення у відстійнику при використанні комп'ютерів малої і середньої потужності. Час розрахунку одного варіанту завдання складає декілька секунд. Видаються результати проведенного обчислювального експерименту.

The numerical model of the horizontal two-storied settler was discussed in this paper. The model is based on equations of motion of an ideal fluid and mass transfer equation. For numerical simulation the finite difference schemes are used. The numerical calculation is carried out on a rectangular grid. For the formation of the computational domain markers are used. The model allows to calculate the clarification process in the sump using computers small and medium power. Calculation time of one variant of the problem is a few seconds. The results of a computational experiment are presented.

Введение. Отстойники широко используются при очистке воды. При этом в различных областях промышленности нашли широкое применение горизонтальные отстойники. С течением времени было разработано достаточно много конструкций таких отстойников. При создании той или иной конструкции ставилась задача достигнуть главную цель – повысить эффективность очистки воды. Анализ литературных источников показал, что при наличии значительного числа конструкций горизонтальных отстойников имеется одно «узкое» место в этой области – отсутствие универсальных методик расчета отстойников. Под понятием «универсальная методика» здесь понимается наличие такого инструмента расчета, который позволил бы проектировщику быстро выполнять расчет процесса оседания примеси в отстойнике без ограничения на его форму и наличие внутри отстойника различных элементов (пластины, перегородки и т.п.).

В настоящее время в Украине для расчета горизонтальных отстойников применяются эмпирические модели [3, 5, 8]. Эти модели нельзя назвать универсальными, т.к. они не учитывают геометрическую форму отстойника и гидродинамику течения в сооружении. Целью данной работы является разработка численной модели массопереноса (CFD модель) в горизонтальном двухэтажном отстойнике с поворотом движения потока в вертикальной плоскости, позволяющей учитывать при моделировании геометрическую форму отстойника и его конструктивные особенности.

Математическая модель процесса осветления воды в горизонтальном отстойнике. Расчет процесса массопереноса в отстойнике разбивается на два этапа. На первом этапе решается гидродинамическая задача – выполняется расчет поля скорости водного потока внутри отстойника, имеющего сложную геометрическую форму (рис. 1–3). Для решения этой гидродинамической задачи используется уравнение потенциального течения [1, 2, 6]

$$\frac{\partial^2 P}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 P}{\partial y^2} = 0. \quad (1)$$

Граничные условия для данного уравнения рассмотрены в работе [1, 2]:

После расчета поля потенциала скорости внутри отстойника определяются компоненты вектора скорости потока внутри отстойника на основании соотношений [6]

$$u = \frac{\partial P}{\partial x}; v = \frac{\partial P}{\partial y} \quad (2)$$

Полученное значение компонент вектора скорости течения потока внутри горизонтального отстойника используется на втором этапе – расчет транспорта примеси в отстойнике на базе осредненного по ширине сооружения конвективно-диффузионного уравнения переноса примеси [1, 2]

$$\frac{\partial C}{\partial t} + \frac{\partial uC}{\partial x} + \frac{\partial (v-w)C}{\partial y} + \sigma C = \text{div}(\mu \text{grad} C), \quad (3)$$

где C – концентрация примеси в воде; u, v – компоненты вектора скорости течения; $\mu = (\mu_x, \mu_y)$ – коэффициенты диффузии; t – время; w – скорость оседания загрязнителя; σ – коэффициент, учитывающий процессы агломерации и т.п. в отстойнике.

Постановка краевых условий для данного уравнения рассмотрена в работе [1].

Метод решения. Формирование формы горизонтального отстойника на прямоугольной разностной сетке осуществляется с помощью метода маркирования [4]. Для численного интегрирования уравнения (1) используется метод А.А. Самарского [7]. Для численного интегрирования уравнения массопереноса (3) применяется неявная разностная схема [1, 2, 4]. Расчет неизвестных величин P и C осуществляется по методу бегущего счета в построенной CFD модели.

Практическая реализация модели. На основе разработанной CFD модели создан код “Отстойник-2М”, реализованный на алгоритмическом языке *FORTRAN*.

Построенная CFD модель была использована для моделирования процесса массопереноса в горизонтальном двухэтажном отстойнике, в котором происходит поворот потока в вертикальной плоскости. Конструкция такого отстойника предложена в работе [8]. Цель моделирования – оценка эффективности очистки воды в данном отстойнике (рис. 1–3).

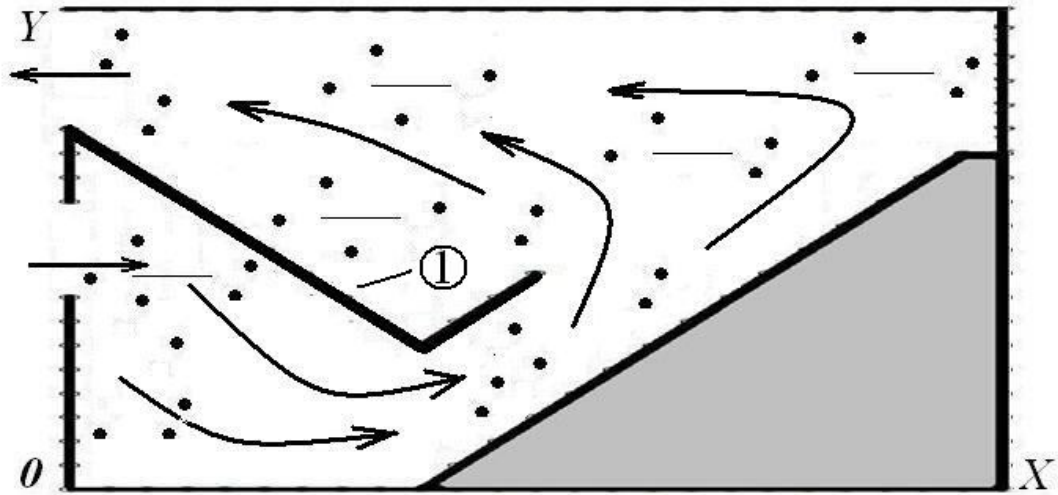


Рис. 1. Схема горизонтального двухэтажного отстойника с короткой струенаправляющей пластиной (1)

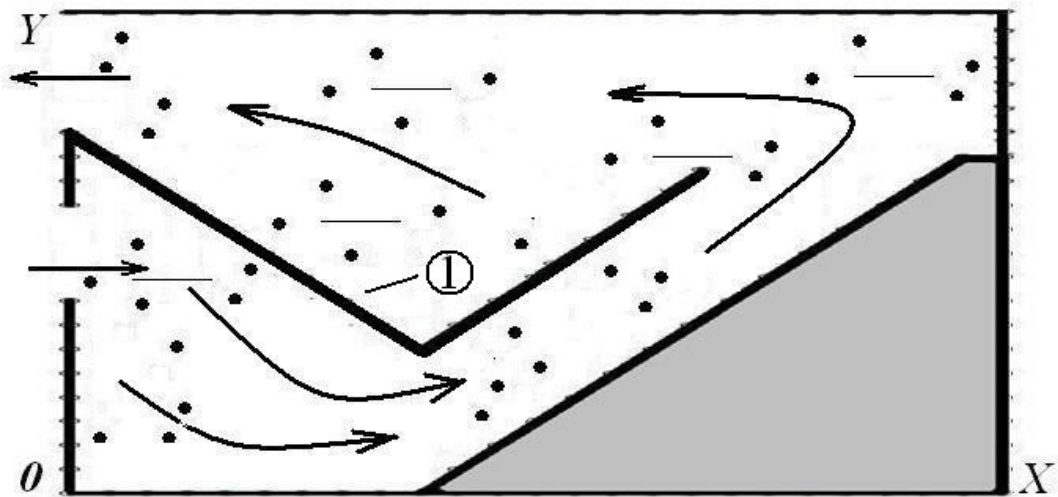


Рис. 2. Схема горизонтального двухэтажного отстойника с длинной струенаправляющей пластиной (1)

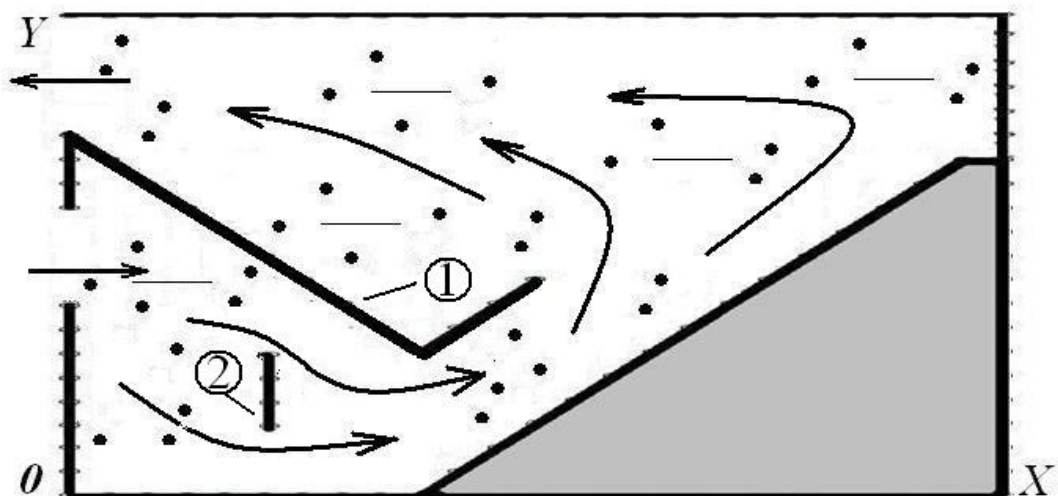


Рис. 3. Схема горизонтального двухэтажного отстойника с короткой струенаправляющей пластиной (1) и вертикальной перегородкой (2)

Расчет выполнен при таких параметрах: размеры расчетной области $6\text{м} \times 3\text{м}$; $w=0.005$ м/с; $\sigma=0$; $\mu=0,71 \frac{\text{м}^2}{\text{с}}$; скорость потока на входе в отстойник равна 0.04 м/с. Концентрация загрязнителя во входящем в отстойник потоке принята равной 100ед (в безразмерном виде). При проведении вычислительного эксперимента рассматривалось три варианта:

- первый вариант (рис. 1) – горизонтальный двухэтажный отстойник с короткой струенаправляющей пластиной;
- второй вариант (рис. 2) – горизонтальный двухэтажный отстойник с длинной струенаправляющей пластиной;
- третий вариант (рис. 3) – горизонтальный двухэтажный отстойник с короткой струенаправляющей пластиной и вертикальной перегородкой.

Результаты расчета процесса осветления воды в отстойнике показаны на рис. 4, 5, 6. Здесь приведено поле концентрации примеси в отстойнике для всех рассматриваемых вариантов. Печать чисел на рисунках выполнена по формату «целое число», т.е. дробная часть числа не выдается на печать.

Представление результатов расчета в виде матрицы дает возможность быстро определить концентрацию взвешенных веществ в любой зоне отстойника. Особый интерес представляет значение концентрации на выходе из отстойника. Из рис. 4–6 видно, что наличие вертикальной перегородки и длина струенаправляющих пластин оказывают влияние на процесс осветления. Так, для первого варианта концентрация на выходе составляет порядка 10 % от начальной концентрации, для второго варианта – порядка 5 %, для третьего – порядка 9 %.

В заключение следует отметить, что для расчета одного варианта задачи потребовалось порядка 10с компьютерного времени. Таким образом, для решения сложной задачи осветления воды в отстойнике, имеющем сложную геометрическую формы требуются небольшие затраты времени.

Выводы. В работе представлена новая CFD модель для расчета процесса очистки воды в горизонтальных отстойниках. Модель дает возможность рассчитывать процесс массопереноса с учетом сложной геометрической формы очистного сооружения. Дальнейшее совершенствование рассмотренной в предложенной модели необходимо проводить в направлении ее развития для моделирования трехмерного процесса переноса примеси в горизонтальных отстойниках.

Список литературы

1. Беляев Н.Н., Нагорная Е.К. Математическое моделирование массопереноса в отстойниках систем водоотведения / Н.Н. Беляев, Е.К. Нагорная. – Д.: Нова ідеологія, 2012. – 112 с.
2. Беляев Н.Н. К расчету вертикального отстойника на базе CFD модели / Н.Н. Беляев, Е.К. Нагорная // Вісник Нац. ун-ту водного господарства та природокористування. – Рівне, 2012. – №1 (57). – С. 32-41.
3. Василенко О.А., Епоян С.М. Водовідведення та очистка стічних вод міста. Курсове і дипломне проектування. Приклади та розрахунки: Навчальний посібник. – Київ – Харків, КНУБА, ХНУБА, ТО Ексклюзив, 2012. – 540 с.
4. 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.

5. Ласков Ю.М., Воронов Ю.В., Калицун В.И. Примеры расчетов канализационных сооружений: Учеб. Пособие для вузов. – М.: Высш. Школа, 1981. – 232 с.
6. Лойцянский Л. Г. Механика жидкости и газа. - М.: Наука, 1978. – 735 с.
7. Самарский А. А. Теория разностных схем / А. А. Самарский. – М.: Наука, 1983. – 616 с.
8. Эпоян С.М., Колотило В.Д. та ін. Водопостачання та очистка природних вод: навчальний посібник. – Х.: Фактор, 2010. – 192 с.

*Рекомендовано до публікації д.т. н.Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 25.02.2014*

УДК 550.379:.371.3+664.61:.653+504.54

© Пикареня Д.С., Орлинская О.В., Любченко В.В.,
Чушкина И.В., Дейнеко А.В.

ВОЗМОЖНОСТИ МЕТОДА ЕСТЕСТВЕННОГО ЭЛЕКТРОМАГНИТНОГО ПОЛЯ ЗЕМЛИ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ГОРОДСКИХ ВОДОПРОВОДНЫХ И КАНАЛИЗАЦИОННЫХ СЕТЕЙ

Рассмотрены результаты работ по диагностике утечек из водопроводных и канализационных сетей методом естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ). Выявлены зоны замачивания грунтов, определены их параметры и причины. Показано, что метод ЕИЭМПЗ может эффективно использоваться в городах в условиях интенсивных техногенных помех в качестве одного из современных оперативных методов для оценки технического состояния систем водоснабжения и водоотведения. Это позволит предотвратить ухудшение экологического состояния земель урбанизированных территорий.

Розглянуті результати робіт щодо діагностики витоків з водопровідних і каналізаційних мереж методом природного імпульсного електромагнітного поля Землі (ПІЕМПЗ). Виявлені зони замочування ґрунтів, визначені їх параметри і причини. Показано, що метод ПІЕМПЗ може ефективно використовуватися в містах в умовах інтенсивних техногенних перешкод як один з сучасних оперативних методів для оцінки технічного стану систем водопостачання і водовідведення. Це дозволить запобігти погіршенню екологічного стану земель урбанізованих територій.

The results of works are considered on diagnostics of losses from plumbing's and sewages by the method of the natural impulsive electromagnetic field of Earth (NIEMFE). The areas of soakage of soils are educed, their parameters and reasons are certain. It is shown that the method of NIEMFE can be effectively used in cities in the conditions of intensive technogenic hindrances as one of modern operative methods for the estimation of the technical state of the plumbing and sewage systems. It will allow preventing worsening of the ecological state of earths of the urbanized territories.

В крупных населенных пунктах одной из проблем жилищно-коммунального хозяйства являются частые порывы водопроводных, канализационных и тепловых сетей. Потери поставляемой потребителям воды в водопроводных сетях могут достигать более 30%. Это приводит к проявлению и активизации опасных инженерно-геологических и экологических процессов, таких как суффозия, обводнение грунтов и подтопление территорий, загрязнение

бытовыми и производственными стоками и т.п., сопровождаемых зачастую развитием чрезвычайных техногенных ситуаций. Положение усугубляется тем, что в большинстве случаев эти аварии выявляются «по факту», тогда как их можно было бы избежать, приняв соответствующие меры на начальных стадиях или вообще не предупредить. Основные причины подобного положения дел, на наш взгляд, связаны не только с почти предельной изношенностью водопроводных и канализационных сетей, но и с отсутствием у эксплуатирующих организаций необходимых финансовых средств для проведения профилактической диагностики. Поэтому внедрение оперативных и достаточно недорогих методов исследования является актуальной задачей не только для коммунального хозяйства, но и для экологии городов в целом.

В настоящее время для диагностики технического состояния трубопроводов используется ряд методов: акустико-корреляционный, бесконтактная магнитометрическая диагностика, телеинспекционный [1, 2, 3] и др. Первый метод дает неплохие результаты на слабонагруженных транспортом участках дорог; на улицах с интенсивным движением возникают сильные акустические помехи, на позволяющих точно установить местоположение аварийных зон. Бесконтактная магнитометрическая диагностика может быть использована для установления технического состояния, главным образом, металлических трубопроводов. Диагностика же трубопроводов телеинспекционными системами разного назначения позволяет при помощи видеокамеры, вводимой в изучаемую сеть, получать изображение дефектов на экране монитора. Этот метод наиболее совершенен, но и он не лишен недостатков, основными из которых является высокая стоимость аппаратуры и соответственно проводимой диагностики, а также недостаточная мобильность регистрирующего комплекса.

Определенными возможностями для диагностики коммунальных сетей обладает также метод, основанный на регистрации естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ). В отличие от вышеперечисленных методов он не определяет непосредственно техническое состояние труб сетей, а позволяет выявлять обводненные участки, связанные с фильтрацией воды из трубопровода. Опыт применения метода ЕИЭМПЗ для установления зон фильтрации и обводнения на грунтовых гидротехнических сооружениях показал хорошую сходимость его результатов с данными более дорогого и трудоемкого метода вертикального электрического зондирования [4].

Для оценки возможностей ЕИЭМПЗ по диагностике технического состояния водопроводной сети проведены опытно-методические работы на ул. Советской в г. Синельниково в Днепропетровской обл. (рис. 1). Движение автотранспорта по этой улице слабое, тогда как по перпендикулярной ул. 40 лет Октября – достаточно интенсивное.

Полевые измерения проводились в дневное время, когда поток автотранспорта достигал своего среднего уровня. Протяженность участка исследования составила 180 м. Наблюдения велись по квадратной сети с расстояниями между профилями – 1 м и точками наблюдения на них 1 м (рис. 2-А). Уровень поля ЕИЭМПЗ фиксировался тремя антеннами прибора «СИМЕИЗ». Одна антенна была направлена вертикально вниз, две другие горизонтально вдоль и поперек положения во-

допроводной сети по ул. Советская. По данным полевых наблюдений построены карты-схемы плотности потока магнитной составляющей поля ЕИЭМПЗ с использованием программы «Surfer» (рис. 2-Б, В, Г). Пониженные значения плотности потока (светлый тон) отвечают зонам обводнения, а повышенные (темный тон) – нормальному состоянию грунтов, и, соответственно, удовлетворительному состоянию водопроводной сети на этих участках.



Рис. 1. Участок плана г. Синельниково в районе проведения работ ЕИЭМПЗ (источник – Яндекс Карты)

Анализ карт позволяет говорить о том, что наиболее информативными являются схемы, построенные по данным, снятым с горизонтальных антенн. По-видимому, это связано с неглубоким залеганием объекта исследований и горизонтальным его расположением относительно дневной поверхности. Для третьей карты характерно размытое слабо аномальное поле пониженных значений плотности потока, которое после отметок 80 м по оси Y приобретает линейную вытянутость, ориентированную параллельно профилям наблюдений.

На двух горизонтальных антеннах с небольшими разрывами фиксируются повышенные высокоградиентные значения плотности потока магнитной составляющей ЕИЭМПЗ в районе отметок 6-8 м по оси X , по оси Y от 0 до 160 м на антенны, ориентированной вдаль от 0 до 140 м поперек ул. Советской. Такая аномалия в магнитном поле соответствует линейно вытянутым намагниченным объектам. Учитывая положение канализационных и водопроводных люков на схеме, можно считать, что аномалию вызывают металлические трубы водопроводной и канализационной сети. Канализационная труба расположена в районе отметок по оси X 6-6,5 м, водопроводная – 7-8 м. При такой интерпретации разрывы в аномальном поле повышенных значений плотности потока магнитной составляющей ЕИЭМПЗ можно идентифицировать как порывы трубопровода с последующим обводнением грунтов. На картах выделяются 5 таких зон (рис. 2-Д).

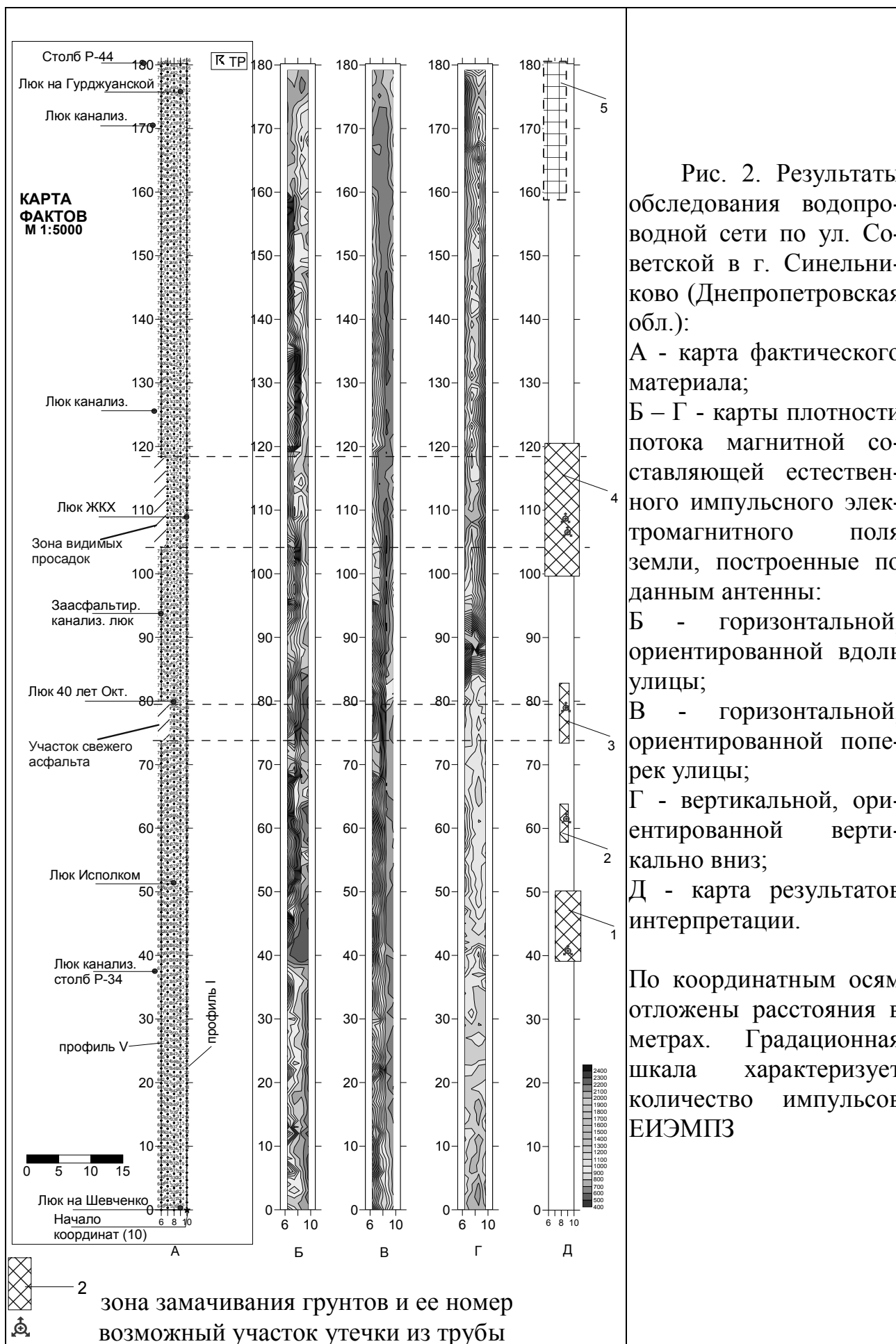


Рис. 2. Результаты обследования водопроводной сети по ул. Советской в г. Синельниково (Днепропетровская обл.):

А - карта фактического материала;

Б – Г - карты плотности потока магнитной составляющей естественного импульсного электромагнитного поля земли, построенные по данным антенны:

Б - горизонтальной, ориентированной вдоль улицы;

В - горизонтальной, ориентированной поперек улицы;

Г - вертикальной, ориентированной вертикально вниз;

Д - карта результатов интерпретации.

По координатным осям отложены расстояния в метрах. Градационная шкала характеризует количество импульсов ИИЭМПЗ

Первый участок расположен в районе отметок 39-41 м. Здесь полностью отсутствуют высокоградиентная аномальная зона, что может быть связано с разрывом канализационной трубы и последующим обводнением грунтов между отметками 39-50 м. Водопроводная труба может находиться в удовлетворительном состоянии, однако агрессивное воздействие сточных вод со временем приведет и к ее аварийному состоянию.

Вторая зона находится в районе отметок по оси Y 58-63 м, по оси X – 8-9 м. Наличие аномалий над канализационной трубой свидетельствует о ее удовлетворительном состоянии. Над водопроводной трубой плотность потока магнитной составляющей меньше, а на отметках по оси X – 7,5-9 м фиксируется участок пониженных значений на всех картах. Можно предположить, что в районе отметки по оси Y 62 м, по оси X – 8 м в водопроводной трубе есть незначительный разрыв, поскольку размеры зоны обводнения небольшие. Визуально на поверхности обводненный участок не определяется, деформации дорожного полотна отсутствуют.

Третий участок расположен в районе отметок по оси Y 75-84 м, по оси X 8-9 м. Аномалии повышенных значений плотности потока магнитной составляющей прослеживаются без разрывов, однако зона пониженных значений выражена четко на всех картах. На поверхности к этому участку приурочено свежее асфальтовое покрытие. Учитывая эти особенности поля можно предположить, что здесь недавно произошла авария на коммунальных сетях, которая была устранена, но зона обводнения осталась.

Четвертая зона выделяется на всех трех антеннах, особенно четко она фиксируется на антенне, ориентированной поперек ул. Советской. На антенне, размещенной вдоль профилей наблюдений, высокоградиентная аномалия повышенных значений плотности потока магнитной составляющей поля ЕИЭМПЗ резко сужается и в районе водопроводной трубы отсутствует. Размер зоны пониженных значений около 20 м от отметок по оси Y от 100 м до 120 м. Учитывая особенности поля, аварийный участок водопроводной трубы может находиться на отметках 110-115 м. К этому участку пространственно приурочена видимая просадка асфальтового покрытия по ул. Советской. Кроме того в наблюдательном колодце (люк ЖКХ) уровень воды достигает 1 м от поверхности земли. Канализационная труба находится в удовлетворительном состоянии.

Пятый участок фиксируется на всех картах зоной размытого слабоаномального поля пониженных значений в районе отметок по оси Y 160-180 м. Отсутствие высокоградиентной аномалии, с одной стороны, может быть связано со смещением канализационного коллектора в сторону от оси съемки, о чем свидетельствует положение наблюдательных колодцев на отметках 170 и 180 м, а с другой стороны – со значительным обводнением этой зоны за счет фильтрации из водопроводной сети, находящийся в аварийном состоянии.

Следует отметить, что полевые работы заняли 4 часа, а построение карт и интерпретация результатов – 6 часов.

Таким образом, в результате опытно-методических работ методом ЕИЭМПЗ выделены проблемные зоны вдоль трассы водопровода и канализации. По степени инженерно-геологической и экологической опасности наиболее проблемной можно признать четвертую зону, а затем – третью, вторую и пер-

вую (рис. 2). За зоною можливого замачивання на пересеченні ул. Советської і Гурджуванської необхідно установити спостереження. Параметри і положення виділених ділянок підтверджується візуальними спостереженнями, які доповнюють загальну картину, але самі по собі не є діагностичними ознаками, вказуючими на розвиток аварійної ситуації. Тому тільки зовнішній огляд може призвести до пропуску таких зон з витікаючими негативними наслідками технічного і екологічного характеру. Представлено цілорозумним використовувати метод ЕІЕМПЗ для експрес-оцінки технічного стану водопровідних і каналізаційних міських мереж.

Список літератури

1. Баранов В.М. Акустическа діагностика і контроль на підприємствах топливно-енергетического комплексу/ В. М. Баранов, А. І. Гриценко, А. М. Карасевич і др. – М.: Наука, 1998. – 153 с.
2. Кулеєв В.Г. Механізм зв'язу параметру контролю в методі магнітної пам'яті металу з еластичними вигинаючими напруженнями в сталевих трубах/ В. Г. Кулеєв, В. В. Лопатин // Контроль. Діагностика. – 2005. - №2. – С. 56 – 63.
3. Богданов Е.А. Основи техніескої діагностики нафтогазового обладнання/ В. А. Богданов. – М.: Висша школа, 2006. – 279 с.
4. Пат. 90731 Україна МПК (2014.01) G01V 3/00 Спосіб встановлення зон підвищеної фільтрації ґрунтових дамб (гребель): Пат. 90731 Україна МПК (2014.01) G01V 3/00 Д.С. Пікареня (UA), О.В. Орлінська (UA), Г.В. Гапіч (UA), І.С. Данільченко (UA); Дніпродзержинський державний техніеский університет. – № и 2013 14976; Заявл. 20.12.2013; Опубл. 10.06.2014, Бюл. № 11. – 5 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Тяпкиним К.Ф.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

УДК 628.4.038

@ С.Х.Авраменко, О.І.Ненашева, Л.В.Швець

РЕКОМЕНДАЦІЇ ДО УДОСКОНАЛЕННЯ СИСТЕМИ УПРАВЛІННЯ ТА ПОВОДЖЕННЯ З ПРОМИСЛОВИМИ ВІДХОДАМИ

Обґрунтовано актуальність вирішення проблеми промислових відходів, виконано теоретичний аналіз означеного питання на прикладі м. Дніпродзержинська, розроблені загальні рекомендації щодо впровадження технології утилізації великотоннажних відходів.

Обоснована актуальность решения проблемы промышленных отходов, выполнен теоретический анализ данного вопроса на примере г. Днепродзержинска, разработаны общие рекомендации по внедрению технологии утилизации крупнотоннажных отходов.

Actuality of solving the problem of industrial waste materials has been grounded, theoretical analysis of the given problem on the example of Dneprodzerzhinsk, has been made, general recommendations on introduction of utilization technology of large – tonnage waste materials.

Вступ. Проблема накопичення та поводження з відходами в Україні за своєю актуальністю посідає перше місце серед інших природоохоронних про-

блем. Так, за даними Держкомстату, станом на сьогодні в Україні загальна кількість відходів становить понад 25 млрд. т, серед них токсичних – 5 млрд. т, що в розрахунку на одного жителя є найвищим показником серед країн Західної й Центральної Європи. Зважаючи на сировинну орієнтацію економіки України, 74 % всіх відходів у 2010 р. склали відходи гірничо - промислового комплексу. Решта галузей промисловості продукували лише 20 % від загальної маси відходів. Доля побутових відходів складала 6 %. Сьогодні впевнено стверджувати про об'єми накопичених на території України відходів не може ніхто.

Аналіз статистичних даних показує, що в останні роки превалює тенденція скорочення обсягів утилізації та переробки відходів. Незважаючи на інтенсивні темпи накопичення відходів, утилізація їх становить близько 10 % і продовжує знижуватись. Тому економіка країни, з одного боку, втрачає 3,3 млн. т макулатури, близько 0,5 млн. т металів, 0,7 млн. т скла та ін., а з іншого – ввозить ці матеріали з-за кордону. При цьому нині обсяги використання вторинної сировини становлять лише 25-30% рівня 90-х років. Обсяги переробки промислових відходів ще менші. Ситуація ускладнюється внаслідок недостатньої кількості підприємств з переробки вторинної сировини. Зовсім немає підприємств з комплексною переробкою одночасно кількох видів відходів, обладнання майже всіх вітчизняних заводів фізично й морально застаріло, а їх продуктивність становить лише 40-45%. Немає засобів ефективного впливу на підприємства, вони продовжують лише таке використання відходів, яке дає негайний прибуток.

Критичний стан стосовно умов зберігання, видалення, утилізації та використання токсичних промислових відходів в Україні зумовлено відсутністю належної інфраструктури та відповідного фінансування щодо здійснення зазначених операцій поводження з відходами, які є одним з найбільш вагомих факторів порушення довкілля і негативного впливу фактично на всі його компоненти. Отже, стан поводження з відходами в країні викликає серйозне занепокоєння, є фактором загрози екологічній безпеці держави, що зумовлює негайне впровадження цілого комплексу різних заходів стосовно управління та поводження з відходами.

Мета та постановка задачі.

Мета роботи: обґрунтувати теоретичні і методичні основи та розробити практичні рекомендації з удосконалення системи управління поводженням з відходами.

Задачею даної роботи було виконати аналіз та визначити вклад відходів підприємств металургійного профілю, зокрема Дніпродзержинського металургійного комбінату, у загальній кількості відходів міста, означити діючі та перспективні шляхи для їх використання і намітити основні заходи для управління та поводження з відходами.

Основна частина. ПАТ „Дніпровський меткомбінат" (ПАТ «ДМКД»), є найбільшим підприємством з числа 14 металургійних комбінатів і заводів горно – металургійного комплексу України. Металургійний комбінат ім. Дзержинського – підприємство з повним металургійним циклом, у складі якого 40 цехів. Виробничі потужності комбінату за умови стабільного сировинного, енергетичного і матеріального забезпечення призначені для щорічного випуску 3,9 млн.

т агломерату; 3,5 млн. т чавуну; 2,8 млн. т сталі з розливанням 1,4 млн. т на машинах безупинного лиття заготівель і 1,4 млн. т з розливанням у злитки; 3,8 млн. т товарних прокатів за умови завантаження станів замовленнями по випуску сортової продукції відповідно до затвердженої спеціалізації.

Найбільш великотоннажні відходи, що утворюються на підприємстві, і в першу чергу шлами та шлаки, утилізуються не в повному обсязі, решта (графіт, вапновміщуючі, відходи фасонного лиття, тирса, відходи нафтопродуктів, обрізь, брухт металу, вогнетривів, чавуну, сталі, брухт кольоровий) знаходять практично повне застосування на самому підприємстві або видаляються згідно договорів стороннім організаціям.

Шлами являють собою в основному оксиди металів. Вони поділяються на: агломераційні; від гідрозмиву вагонів, що звільняються на рудному дворі від рудного концентрату; доменні, що поділяються на шлами і пил; конверторні; прокатного виробництва, що являють собою окалину, яка розділяється на первинну і вторинну. Агломераційні шлами утворюються від гідрозмиву підлог шихтового відділення та вагонів, зворотного циклу, приміщень і будинків агломераційного цеху. В основному вони надходять зі стічними водами аглофабрики. Шлами доменні утворюються при очищенні доменного газу. Конверторні шлами утворюються в системах газоочищення конверторного цеху.

Шлаки поділяються на доменні, сталеплавильні і зварювальні. До сталеплавильного відносяться конверторні шлаки. Зварювальні шлаки - це, в основному, відходи з чистого металу. Шлаки доменні утворюються у виробництві передільного і ливарного чавуна. Метал частково відбирається зі шлаку на шлаковому дворі, інший попадає разом зі шлаком у відвали. Загальна кількість доменного шлаку складає 1,5-1,8 млн. т/рік; він переробляється на гранульований шлак (1,0-1,2 млн. т/рік) і суміш піску з щебенем. Гранульований шлак і 200-250 тис. т/рік пісчано – щебенивих сумішей виготовляє ПАТ «ДМКД», решта переробляється філією „Демос”. Кількість конверторних шлаків складає 400-450 тис. т/рік. Метал частково відбирається зі шлаку на шлаковому дворі, інший потрапляє разом зі шлаком у відвали. Комбінат переробляє 2,5 % конверторних шлаків на щебінь. Зварювальні шлаки утворюються при підготовці злитків металу до гарячої прокатки.

Графіт утворюється в доменному цеху на ливарному дворі доменних печей при випуску і розливі чавуна в ковші, на розливних машинах і при виливі чавуну з ковшів та транспортуванні. Практично весь уловлюваний графіт утилізується; *тирса* утворюється при розпилюванні дерева в столярних майстернях і розпилювальному цеху; *виробниче сміття* містить некондиційну цеглу, дерево, штукатурку, металургійний шлак, перегорілу землю, щебінку, глину вогнетривку, графіт, макулатуру; *обрізь, брухт чавунний і сталевий* утворюється в прокатних цехах у результаті відбракування ізложниць, піддонів, сифонів.

На ПАТ «ДМКД» повністю переробляється колошниковий пил, окалина і зварювальний шлак. Зварювальний шлак застосовують в доменних печах для розрідження шлаків, оскільки в ньому містяться оксиди заліза і легкоплавка евтектика. Відсів вапняку і вапна утилізується в агломераційній шихті як флюс замість

доломіту. Інші відходи, які утворюються в процесі виробництва, не утилізуються на підприємстві, але реалізуються згідно договорів стороннім організаціям.

В цілому в результаті виробничої діяльності в підрозділах комбінату утворюється 86 видів промислових відходів, у тому числі 1 класу небезпеки 1 вид, 2 класу – 5, 3 класу – 21, 4 класу – 59, робота з якими регламентується Законом України «Про Відходи» № 187/98 – ВР від 05.03.98р. Постанова кабінетів міністрів України від 03.08.098р. № 1218 «Про порядок розробок, затвердження і перегляду лімітів на утворення та розміщення відходів» зобов'язує господарів відходів в установленому порядку кожного року розраховувати обсяги і затверджувати в органах Мінекоресурсів ліміти на утворення та розміщення промислових відходів перед органами місцевого самоврядування, що не виконується, а саме: не в повному обсязі ведеться первинний облік утворення та руху відходів виробництва а також положення інструкції «По збору, зберіганню і транспортуванню промислових відходів»; має місце несанкціоноване розміщення відходів та змішування різних видів відходів в контейнерах цеху.

На комбінаті виробнича діяльність у сфері поводження з відходами здійснюється згідно наказу генерального директора ПАТ „ДМКД” від 20.06.2002р № 411. Однак, при всьому цьому в структурних підрозділах комбінату має місце порушення вимог нормативних документів, регламентуючих роботу по поводженню з відходами. Для вирішення питання поводження з відходами необхідно мати чітку систему економічного стимулювання підприємств, організацій і установ щодо утилізації відходів, впроваджувати сучасні ресурсозберігаючі технології, обладнання, докорінно оновлювати їх технічну базу. Основною умовою підвищення екологічної безпеки підприємства та міста є вдосконалення правового, інформаційного, організаційного, економічного, кадрового механізмів реалізації екологічної політики.

Існуючий механізм правового регулювання поводження з відходами не у повній мірі задовольняє потреби реальної практики. Наприклад, було б доцільно розробити й прийняти єдиний закон України "Про відходи" та включити до нього всі питання інформаційного, організаційного, економічного та кадрового характеру з тим, щоб створити збалансовану і взаємоузгоджену правову базу поводження з відходами. На основі положень такого закону відповідні центральні органи влади, обов'язково за погодженням з регіонами, повинні були б видати відомчі підзаконні акти, які б конкретизували фундаментальні положення Закону. Першочерговим заходом щодо вдосконалення механізму поводження з відходами є упорядкування статистичної звітності на підприємствах для забезпечення достовірного інформування всіх зацікавлених працівників сфери поводження з відходами стосовно адресності, кількості їх утворення та стану поводження з ними на всіх стадіях руху. Необхідно мати удосконалену інформаційну систему. На комбінаті слід підвищити ступінь інформаційного забезпечення, ввести екологічну базу даних для досягнення ефективності управління, що дасть можливість визначити: точність і повноту впливу відходів на навколишнє середовище; вид і призначення екологічного управління ; організаційну структуру як систему моніторингу довкілля. Щоб забезпечити інформування населення про екологічний стан території і об'єктів комбінату у газеті «Дзержинка» і в місцевих виданнях необхідно утво-

рити окремі екологічні селектори, на яких обговорюватимуться важливі питання по організації і удосконаленню природоохоронних заходів.

На ПАТ «ДМКД» робляться певні кроки для налагодження переробки відходів, наприклад, зведення до мінімуму утворення та зменшення їх небезпечності; організація контролю за місцями розміщення; сприяння максимально можливій їх утилізації; сприяння створенню екобезпечних об'єктів поводження з відходами; здійснення комплексу науково-технічних та маркетингових досліджень для визначення їх ресурсної цінності; забезпечення комплексного використання матеріально-сировинних ресурсів; формування сучасної матеріально-технічної бази у сфері переробки відходів та т. ін.

Найслабкішим місцем у сфері природокористування є недостатня економічна зацікавленість підприємств в ефективному використанні природних ресурсів та охороні довкілля. Економічний механізм забезпечення природоохоронної діяльності може оперувати різними підходами, наприклад:

- збільшити податок за забруднення навколишнього середовища, щоб підприємствам було вигідніше охороняти, ніж забруднювати його. Також до цих інструментів можна віднести екологічні ліцензії - цінні папери, що дають право на викиди забруднювача на конкретний проміжок часу й у конкретних обсягах. Ці права можуть продаватися державним органом підприємствам і одним підприємством іншому;

- впроваджувати інструменти заохочувального характеру, наприклад: суму прибутку, з котрого стягується податок, зменшувати на величину, що повністю або частково відповідає природоохоронним видаткам;

- звільняти від оподаткування екологічні фонди та природоохоронне майно;

- застосувати збільшення цін на екологічно чисту продукцію;

- вводити пільгове (або ж безпроцентне) кредитування підприємств, котрі ефективно здійснюють охорону навколишнього середовища);

- збільшувати штрафи за окремі екологічні правопорушення;

- впроваджувати додаткове оподаткування екологічно шкідливої продукції, що випускається із застосуванням екологічно небезпечних технологій;

- здійснювати фінансування чітко визначених природоохоронних заходів, джерелами якого можуть бути бюджетні, власні, кошти екологічних фондів, банківські кредити.

Для вдосконалення системи поводження з відходами було б доцільно розробити та запровадити в практику економічний механізм, спрямований на стимулювання використання вторинних ресурсів. Крім економічних механізмів на практиці застосовуються й адміністративні, до яких відносяться норми, стандарти, правила природокористування, покарання від догани до тюремного ув'язнення, виплата штрафів підприємством. Наприклад, у 2006 році комбінат сплатив штраф за забруднення навколишнього середовища від складування відходів – 811377 грн., а у 2007 році – 947008 грн. (ріст суми платежів відбувся за рахунок введення більшого індексу інфляції і збільшення виробництва). В цьому разі на комбінаті, за підтримкою органів місцевої влади, доцільно було б упровадити систему, яка дозволяє залишати частину коштів від цих платежів на фінансування заходів щодо утилізації відходів та зменшення обсягів їх утворення.

У вирішенні вказаних проблем немалу роль відіграє кадрова політика, в тому числі в системі екологічної освіти. Існуюча в Україні система екологічної освіти потребує вдосконалення в напрямі підвищення сучасного рівня розвитку екологічної науки, цілісної структури екологічних знань з урахуванням соціально-культурних функцій екології в суспільстві, традицій, звичаїв та історичного досвіду українського народу в цій сфері, особливостей екологічної та економічної ситуації в країні. Екологічна освіта повинна бути безперервною. Людина повинна отримувати екологічні знання протягом усього свого життя. На ПАТ «ДМКД» існує служба охорони навколишнього середовища. Підвищення кваліфікації цієї служби слід проводити шляхом участі у семінарах, конференціях, виставках та інших заходах.

Урахування всіх вищевказаних факторів, впровадження єдиної, взаємоузгодженої системи збору, переробки, утилізації, виховання екологічної свідомості населення дозволить зменшити негативний вплив усіх видів промислових відходів на навколишнє природне середовище, а значить надасть можливість зробити один крок до сталого розвитку.

Як було відмічено, основні багатотоннажні відходи металургійного комбінату - це шлаки та шлами. В роботі виконано аналіз металургійних шлаків та визначено один з ефективних напрямів їх використання. Враховуючи їх високу пористість, нами виконано дослідження на предмет використання шлаків для попередньої очистки газів від органічних домішок та стічної води від нафтопродуктів з метою зменшення витрати активованих вугіль.

Як відомо [1] для глибокої очистки стічних вод від нафтопродуктів, що знаходяться в тонко емульсованому та розчинному стані, а також газових потоків від органічних домішок поряд з іншими застосовують сорбційний метод. В якості сорбентів застосовують природні та штучні пористі матеріали: золу, торф, активні глини, силікагелі, алюмогелі, активовані вугілля. Найбільш ефективним являється активоване вугілля, його пористість складає 60-75 %, а питома поверхня 400-900 тис. м²/кг. Основною технологічною характеристикою адсорбентів є активність, під якою розуміється кількість поглинутої речовини на одиницю об'єму або маси адсорбенту. Процес адсорбції може здійснюватися в статичних та динамічних умовах. Робочу динамічну ємність сорбентів визначали за часом захисної дії їх шару, як це прийнято для активованих вугіль марок АГ-3 ГОСТ 20464 і СКТ (ТУ Д2ГУ-314-60). Для очищення води від нафтопродуктів та газів від органічних домішок використовуються, головним чином, насипні фільтри, що являють собою колону з нерухомим шаром сорбенту, через який фільтрується вода чи газ.

Для проведення досліду в лабораторних умовах було обрано доменний та сталеплавильний шлаки, і для порівняння активовані вугілля марок КАД (йодний) АР-В, БАУ. Попередньо дробленням та просіюванням на ситах одержали фракцію шлаків 3-4 мм.

При очистці газоповітряної суміші у склянку Дрекселя (газоутворювач) помістили толуол в кількості 20 мл. Один кінець склянки Дрекселя приєднали до витратоміру, другий кінець якої з'єднали з аспіратором. У абсорбційну колонку засипали наважку доменного шлаку в кількості 45 г з висотою поглинального шару 7,6 см. Нижній кінець колонки приєднали до газоутворювача, а верхній вихід

з'єднали зі склянкою, заповненою змішаним індикатором [2]. Вихід із індикаторної склянки з'єднали зі склянкою Дрекселя, заповненої активованим вугіллям. При ввімкненні аспіратора в мережу налаштували швидкість подачі повітря у витратомірі 4 л/хв. та пропустили газоповітряний потік через доменний шлак, індикатор і захисний шар вугілля. При цьому в склянці з індикатором активно виділялися пухирці повітря, які у випадку необхідності будуть доочищатися від органічних сполук на захисному шарі вугілля в склянці Дрекселя. Від початку продувки і до зміни кольору індикатора контролювали час захисної дії вибраної наважки доменного шлаку. Результати представлені в таблиці 1.

Таблиця 1

Термін захисної дії сорбентів по вилученню толуолу із газоповітряного потоку (висота поглинального шару сорбентів 7,6 см)

Назва	Маса сорбенту, г	Усереднені показники	
		Швидкість газового потоку V, л/хв	Термін захисної дії, сек.
Доменний шлак	43,019	4	9,0
КАД - йодний	11,411	4	15,0
АР-В (рекупераційний)	18,821	4	12,0

Як видно, термін захисної дії розглянутих сорбентів по «терміну проскоку речовини, що вилучається» більший у вугіль, тому що вони більш пористі. Поглинальна спроможність шлаку по терміну вилучення толуолу із газового потоку нижче, ніж у активованих вугіль, тим не менше, як видно, його можна використовувати в практичних цілях.

Для визначення поглинальної спроможності шлаків по вилученню нафтопродуктів із води в досліді було використано мастило І – 50А (ГОСТ 20799 – 88), що використовується у прокатному виробництві на автоматичних лініях, та шлаки доменні і сталеплавильні. В лабораторних умовах шлаки попередньо роздробили, пропустили через сита до отримання необхідної фракції 3-4 мм. Висота шару сорбенту - 7см. Штучно готували емульсії масляної речовини у воді, для чого в 500 мл дистильованої води додавали мастило, попередньо зважене на аналітичних вагах, в якості дозаторів використовували шприц. Перемішували суміш на магнітній мішалці протягом 30 хв. Просушили сорбент при кімнатній температурі та пропустили отриману суміш через шар сорбенту масою 23,078 г. Попередньо без очищення відібрали пробу об'ємом 100 мл та екстрагували мастило із води 10 мл розчинника – ЧХВ (чотирьох хлористого вуглецю); повторили цю процедуру для всієї суміші після пропускання через шлак.

На основі отриманих даних визначили концентрацію мастила в очищеній воді. Для кожного сорбенту було відібрано по 6 проб, з них перша проба - без очистки, остання проба – залишок мастила на стінках колби, в якій було приготовано маслянисту суміш. Ефективність очищення води від мастила І-50А на сорбентах приведена на рисунку 1, отримані дані занесені до таблиці 2.

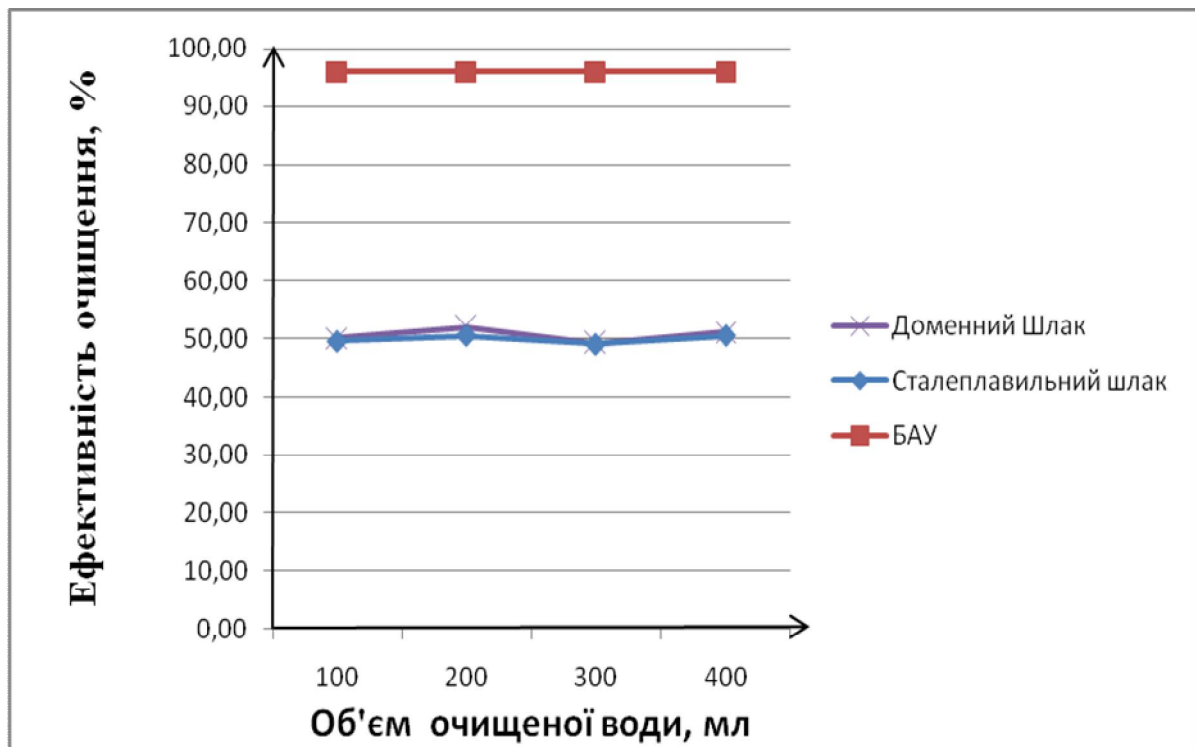


Рис.1. Залежність ефективності очищення від мастила I-50А по сорбентах від об'єму очищеної води

Як видно з рисунка, в порівнянні з активованим вугіллям БАУ, шлаки очищають воду гірше, але якщо брати до уваги, що ці шлаки заводські і їх не важко регенерувати з послідуною активацією паром в термічних умовах, можна по попереднім даним рекомендувати шлаки для очищення води від мастил, наприклад в прокатному виробництві.

Таблиця 2

Ефективність очищення води від мастила на сорбентах в динамічних умовах

Назва сорбенту	Фактична маса мастила у воді, г	№ бюксу	Вихідна маса бюксу, г	Маса бюксу з висушеною пробою, г	Маса залишкового мастила у пробі, г	Концентрація мастила в очищеній воді, г/л	Ефективність вилучення мастила, %
1	2	3	4	5	6	7	8
Доменний шлак (фракція 3-4 мм)	0,125	1	15,044	15,060	0,016	0,160	-
		2	15,402	15,410	0,008	0,080	50,00
		3	14,685	14,693	0,008	0,080	50,00
		4	15,137	15,144	0,007	0,070	51,00
		5	13,535	13,541	0,006	0,060	52,00
		6	18,163	18,173	0,010	-	-

1	2	3	4	5	6	7	8
Сталеплавильний шлак (фракція 3-4 мм)	0,18	16	15,604	15,620	0,016	0,16	-
		17	16,934	16,926	0,008	0,08	50,00
		18	14,450	14,442	0,008	0,08	50,00
		19	17,830	17,822	0,007	0,07	51,00
		21	17,337	17,330	0,007	0,07	51,00
		22	14,775	14,783	0,008	-	-
Активоване вугілля БАУ	0,125	6	18,144	18,169	0,025	0,25	-
		7	17,11	17,111	0,001	0,01	96
		8	14,26	14,261	0,001	0,01	96
		9	15,29	15,291	0,001	0,01	96
		14	16,343	16,344	0,001	0,01	96
		15	18,535	18,547	0,012	-	-

Висновки. В роботі показано, що проблема промислових відходів є дуже актуальною для України. Сьогодні реальний рівень утилізації промислових відходів в нашій країні досить низький, в той час як розвинутих країнах він сягає інколи 80 %. На державному рівні в Україні проблема твердих відходів ще не набула тієї уваги, на котру вона заслуговує. Тому основними задачами у сфері поводження з відходами є послідовне скорочення накопичених відходів, об'ємів утворення, розширення утилізації, знешкодження та екологічно безпечне їх розташування.

Виконано аналіз екологічного стану м. Дніпродзержинська на прикладі ПАТ «ДМКД»; розглянуті проблеми промислових відходів; визначені загальні тенденції щодо їх утворення, накопичення та утилізації; розроблені загальні рекомендації щодо управління та поводження з відходами. Показано, що металургійні відходи можна застосувати в різних галузях промисловості. Одним із пріоритетних напрямів мінімізації накопичення промислових відходів є повернення їх у виробництво з метою вилучення цінних компонентів і використання їх як вторинних ресурсів.

Проведено дослідження по використанню доменних та сталеплавильних шлаків в якості сорбентів для попереднього (грубого) очищення стічних вод від масил. В порівнянні з активованим вугіллям БАУ, шлаки очищають гірше замаслену воду, але якщо брати до уваги, що це заводські відходи і їх можна регенерувати в термічних умовах, по отриманим даним можна рекомендувати шлак для очищення води від масел, наприклад в прокатному виробництві. Показана також можливість використання шлаків для зменшення забруднення газоповітряних потоків від органічних домішок. Утилізація доменних та сталеплавильних шлаків на своєму ж підприємстві дозволить зменшити плату за землю на розміщення відходів та компенсацію збитків від порушення навколишнього середовища.

Список литературы

1. Стахов Е.А. Очистка нефтесодержащих сточных вод предприятий хранения и Чухно. – Днепропетровск: ДДТУ, 2009 - 69 с.
2. Перегуд Е. А. Химический анализ воздуха (новые и усовершенствованные методы). Л.: Химия, 1976. – 328 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

УДК 622.882

© Ю. Н. Сорока

МЕТОДИЧЕСКИЙ ПОДХОД К КАТЕГОРИРОВАНИЮ РАДИАЦИОННО-ЗАГРЯЗНЕННЫХ ТЕРРИТОРИЙ ДЛЯ РЕАБИЛИТАЦИИ С ПОЗИЦИИ ОЦЕНКИ РИСКА

Рассмотрены вопросы применения методологии анализа риска для принятия решений по реабилитации территорий, подвергшихся радиоактивному загрязнению природными радионуклидами. Рекомендовано осуществлять категорирование участков и объектов радиационного загрязнения с учетом риска от облучения населения и целей использования территорий и объектов.

Розглянуто питання застосування методології аналізу ризику для прийняття рішень з реабілітації територій, що зазнали радіоактивного забруднення природними радіонуклідами. Рекомендовано здійснювати категоріювання ділянок та об'єктів радіаційного забруднення з урахуванням ризику від опромінення населення та цілей використання територій і об'єктів.

Deal with the application of risk analysis methodology for decision making on rehabilitation of territories affected by radioactive contamination of natural radionuclides. Recommended to carry out the categorization of land and properties of radioactive contamination of the risk of public exposure and targets the areas and objects.

Расположенный на территории г. Днепропетровск ПО «Приднепровский химический завод» (ПО «ПХЗ») в течение почти 40 лет занимался переработкой урановых руд. После распада СССР предприятие прекратило переработку урановых руд и было разделено на несколько предприятий, которые сосредоточились на производстве минеральных удобрений, ионообменных смол, циркония и др. На предприятии не были выполнены реабилитационные мероприятия в соответствии с «Санитарными правилами ликвидации, консервации и перепрофилирования предприятий по добыче и переработке радиоактивных руд» (СПЛКП-91) [1].

Для реализации реабилитационных мероприятий на бывшем ПО «ПХЗ» в 2001 году было создано государственное предприятие «Барьер». В течение 2001-2012 годов были выполнены работы по рекультивации хвостохранилищ «Западное» и «Юго-Восточное», проведены работы по частичной дезактивации хранилища База «С», создана система мониторинга окружающей среды. Вместе с тем, ряд особенностей предприятия и неопределенность окончательных критериев для реабилитированных территорий не позволяют полностью привести бывший урановый объект в радиоэкологически-безопасное состояние для населения и работающих.

Мировой опыт применения концепции риска для реабилитации радиационно-загрязненных территорий.

В настоящее время в большинстве промышленно развитых стран ужесточено экологическое законодательство в части ответственности за загрязнение окружающей среды.

Одним из важнейших документов Европейского сообщества в этой области является принятая в 2004 году Директива об экологической ответственности. основополагающий принцип Директивы заключается в реализации принципа «загрязнитель платит». В ней указывается, что оператор, чья деятельность привела к ущербу окружающей среде или неминуемой угрозе такого ущерба, должен нести финансовую ответственность за ущерб.

Для целей оценки ущерба почве, как определено данной Директивой, рекомендовано использовать процедуры оценки рисков для определения уровня вероятного вреда здоровью человека. При характеристике риска для здоровья населения, обусловленного воздействием химических и радиоактивных веществ, ориентируются на систему критериев приемлемости риска. Конкретные значения приемлемого риска могут служить в качестве указателя уровня вмешательства — более низкий уровень риска не требует вмешательства, более высокий — требует принятия определенных мер. В настоящее время в рекомендациях различных организаций и в различных странах величины приемлемого риска нередко не совпадают. В табл. 1 приведены значения радиационных и химических рисков, которые применяются в разных странах и организациях.

Условной границей приемлемого риска для населения в соответствии с рекомендациями ВОЗ и Агентства США по охране окружающей среды считается величина пожизненного индивидуального риска $1,0 \cdot 10^{-4}$.

Таблица 1

Критерии оценки индивидуального риска

Характеристика риска, страна или организация	Величина риска
Нидерланды	
Максимальный переносимый риск для населения (существующее производство)	$1:10^{-5}$ в год
Максимальный переносимый риск для населения (новое производство)	$1:10^{-6}$ в год
Приемлемый риск для населения	$1:10^{-6}$ в год
Австралия	
Общий приемлемый риск вне опасных производственных зон	$1:10^{-5}$ в год
МКРЗ	
Приемлемый радиационный риск для работающих	$1:10^{-5}$ в год
Приемлемый риск для населения	от $1:10^{-5}$ в год до $1:10^{-6}$ в год

Правила принятия управленческих решений в США	
Уровень De manifestis (непереносимые риски)	Пожизненный риск 4:1000; 1 на 17500 в год
Уровень De minimis (пренебрежимые риски)	Пожизненный риск 1:10 ⁻⁶ ; 1 на 70 ⁻⁶ в год
Агентство США по охране окружающей среды	
Целевой канцерогенный риск	Пожизненный риск 1:10 ⁻⁶ ; 1 на 70 ⁻⁶ в год
Великобритания (HSE)	
Максимальный переносимый риск у работающих	1:10 ⁻³ в год
Переносимый риск для работающих с источниками ионизирующего излучения	от 1:4 ⁻³ в год до 1:20 ⁻³ в год
Максимальный переносимый риск для населения	1:10 ⁻⁴ в год
Реперная величина для новых предприятий	1:10 ⁻⁶ в год
Министерство энергетики США	
Уровень De minimis: риски настолько малы, что могут рассматриваться как пренебрежимые	Действия по снижению риска в общем случае не требуется: Пожизненный риск 10 ⁻⁶ -10 ⁻⁴ ;
Россия	
Риск для персонала	1:10 ⁻³ в год
Риск для населения	5:10 ⁻⁵ в год
Уровень пренебрежимого риска	1:10 ⁻⁶ в год
Украина	
Уровень приемлемого риска персонала	1:10 ⁻⁴ в год
Уровень приемлемого риска для населения	1:10 ⁻⁵ в год
Предел индивидуального риска персонала	1:10 ⁻³ в год
Предел индивидуального риска населения	5:10 ⁻⁵ в год
ВОЗ	
Высокий — недопустимый для производственных условий	Пожизненный риск 1:10 ⁻³
Средний — допустимый для производственных условий	Пожизненный риск от 1:10 ⁻³ в год до 1:10 ⁻⁴ в год
Низкий — допустимый риск	Пожизненный риск от 1:10 ⁻⁴ в год до 1:10 ⁻⁶ в год

Минимальный — желательная (целевая) величина риска при проведении оздоровительных и природоохранных мероприятий.

Пожизненный риск
< $1:10^{-6}$ в год

В качестве вспомогательных инструментов для поддержки принятия решений могут использоваться различные нормативы, в основе которых также лежит подход на основе риска. Эти целевые нормативы и нормативы вмешательства для почв и грунтовых вод (Нидерланды), уровни содержания загрязнителей в почве для различных категорий землепользования (Германия) рассчитывались исходя из оценки риска. Во многих странах используется в отношении загрязненных территорий еще один показатель – это будущее использование земельного участка. Только после решения этого вопроса осуществляется установление тех или иных нормативов, ранжирование уровней очистки и реабилитационных мероприятий.

В соответствии с этим в Германии решение о способе проведения очистки и уровне, до которого она должна быть проведена, принимается для каждого отдельного объекта в зависимости от настоящего и будущего использования земельного участка, а в Бельгии характер землепользования (сельскохозяйственное, жилое, рекреационное или промышленное использование) учитывается при определении уровня очистки земельного участка.

В Украине, как и в России, отсутствует четкая правовая база, регулирующая вопросы ответственности за загрязнение в результате прошлой хозяйственной деятельности. Как следствие, не отработана и процедура принятия решений в отношении реабилитации загрязненных территорий.

Категоризация радиационно-загрязненных территорий на основе оценки риска. В основном, направления рекультивации в Украине принимаются в соответствии с ГОСТ 17.5 1.01- 83 «Рекультивация земель. Термины и определения». К основным направлениям рекультивации относятся: сельскохозяйственное, лесохозяйственное, водохозяйственное, рекреационное, и др. Категоризация радиационно-загрязненных территорий по уровням потенциальной опасности для окружающей среды и населения проводится с учетом целей использования земель. Применительно к радиационно-загрязненным территориям применяется подход, основанный на дозах облучения. Дозовый подход в полной мере отвечает мировой практике принятия решений о реабилитации территорий на основе концепции риска. Категорирование радиационно-загрязненных территорий производится при условии обязательного соблюдения действующих нормативных документов Украины и оценки рисков для здоровья населения.

Оценка проводится с учетом целей использования территорий, подвергшихся радиоактивному загрязнению и путей облучения. На загрязненных участках потенциальными путями воздействия на человека являются следующие:

- прямое поступление почвы через органы пищеварения;
- ингаляция пыли;
- потребление питьевой воды загрязненной в результате миграции радионуклидов из почвы в водоносные горизонты;

- загрязнение кожи при нахождении на загрязненных участках;
- потребление местной сельскохозяйственной продукции;
- поступление вследствие эманации радиоактивных газов (радон, торон) в помещения зданий;
- внешнее облучение от радионуклидов, содержащихся в почве.

В зависимости от путей облучения и сценариев, которые могут быть в каждом конкретном случае, определяются эффективные дозы облучения персонала или населения. Риски для населения рассчитываются исходя из номинальных коэффициентов риска, которые для населения равны $5,7 \cdot 10^{-2} \text{ Зв}^{-1}$ и для взрослых работников - $4,2 \cdot 10^{-2} \text{ Зв}^{-1}$ [2]. Исходя из этого, рассчитаны величины риска для различных вариантов доз облучения работников и населения (табл.2).

Таблица 2

Расчетные значения индивидуального риска для работников и населения

№	Величина эффективной дозы, мЗв·год ⁻¹	Риски для работников(персонала) получении эффективной дозы, год ⁻¹	Риски населения при получении эффективной дозы, год ⁻¹
1	0,01	$4,2 \cdot 10^{-7}$	$5,7 \cdot 10^{-7}$
2	0,3	$1,3 \cdot 10^{-5}$	$1,7 \cdot 10^{-5}$
3	1,0	$4,2 \cdot 10^{-5}$	$5,7 \cdot 10^{-5}$
4	5,0	$2,1 \cdot 10^{-4}$	$2,8 \cdot 10^{-4}$
5	10,0	$4,2 \cdot 10^{-4}$	$5,7 \cdot 10^{-4}$
6	25,0	$1,1 \cdot 10^{-3}$	$1,4 \cdot 10^{-3}$

Как видно, при эффективной дозе $10 \text{ мкЗв} \cdot \text{год}^{-1}$ не будет превышения пренебрежимого риска и это в любом случае приемлемо. При эффективной дозе равной $0,3 \text{ мЗв} \cdot \text{год}^{-1}$ достигается величина приемлемого риска для населения, а при величине эффективной дозы $1 \text{ мЗв} \cdot \text{год}^{-1}$ он будет достигать предела индивидуального риска. Вследствие этого, для населения эффективная доза должна ограничиваться вследствие радиационно-загрязненных территорий величиной $1,0 \text{ мЗв} \cdot \text{год}^{-1}$. Для работников, соответственно, эффективная доза не должна превышать величины $25 \text{ мЗв} \cdot \text{год}^{-1}$.

При оптимизации защиты следует применить подход, рекомендованный МАГАТЭ. Он включает оценку облучения работников в ходе деятельности по очистке территории и оценку долговременного облучения населения после очистки (реабилитации) и освобождения от регулирующего контроля. Дополнительно нужно также рассматривать сценарий, когда работник трудится на данной территории после реабилитации. Данная оценка должна не превышать для работников и населения граничных доз, определенных регулирующим органом [3].

В соответствии с методологией анализа и управления рисками на радиационно-загрязненных территориях устанавливается следующая категоризация:

1. Доза E_1 равная $10 \text{ мкЗв} \cdot \text{год}^{-1}$ и менее, т.е. пренебрежимо малому уровню риска (r_1 равно $4 \cdot 10^{-5}$ за жизнь для населения и $2 \cdot 10^{-5}$ для работников),

при котором источники радиационного риска выводятся из сферы контроля, как не оказывающие сколь либо значимого влияния на здоровье населения.

2. Доза E_2 равная $0,3 \text{ мЗв}\cdot\text{год}^{-1}$ – соответствует граничной дозе для неограниченного использования площадок [3].

3. Доза E_3 равная $1 \text{ мЗв}\cdot\text{год}^{-1}$ [4]. В этом случае возможно ограниченное использование территории при условии не превышения при рекомендуемом способе землепользования предела дозы для населения.

4. Доза E_4 равная $10 \text{ мЗв}\cdot\text{год}^{-1}$ – определяется из условия возможного (потенциального) превышения дозы облучения критической группы населения $10 \text{ мЗв}/\text{год}$.

В соответствии с рекомендациями МКРЗ и МАГАТЭ [4-5] при данном уровне загрязнения почвы обосновывается и принимается решение о реабилитации загрязненных земель. В табл. 3 приведены критерии вмешательства для радиационно-загрязненных территорий

Таблица 3

Критерии вмешательства для радиационно-загрязненных территорий

№	Уровень вмешательства	Функциональное назначение территории		
		Земли населенных пунктов, селитебная зона	Земли санитарно-защитных зон предприятий и зон наблюдения	Земли промплощадок предприятий и их объектов
1	2	3	4	5
1	Вмешательство не требуется	Доза менее $0,3 \text{ мЗв}/\text{год}$. Предел индивидуального риска менее $1,7 \cdot 10^{-5}$, год^{-1}	Эффективная доза менее $1,0 \text{ мЗв}/\text{год}$. Предел индивидуального риска менее $5,7 \cdot 10^{-5}$, год^{-1}	Эффективная доза менее $5,0 \text{ мЗв}/\text{год}$. Предел индивидуального риска менее $2,1 \cdot 10^{-4}$, год^{-1}
2	Требуется обоснование вмешательства. Детальное радиационное обследование территории и объектов предприятия, организация радиэкологического мониторинга, обоснование применения ограничения деятельности, выполнения защитных и реабилитационных мероприятий	Эффективная доза более $1,0 \text{ мЗв}/\text{год}$. Индивидуальный риск превышает $5,7 \cdot 10^{-5}$, год^{-1}	Эффективная доза более $1,0 \text{ мЗв}/\text{год}$ за любые последовательные пять лет. Индивидуальный риск превышает $5,7 \cdot 10^{-5}$, год^{-1}	Эффективная доза более $5,0 \text{ мЗв}/\text{год}$. Индивидуальный риск превышает $2,1 \cdot 10^{-4}$, год^{-1} . Некоторые объекты требуют защитных мероприятий.

1	2	3	4	5
3	Вмешательство обязательно. Постоянный радиологический контроль и мониторинг. Организация работ по ликвидации радиоактивных отходов добычи и переработки урановых руд.	Эффективная доза более 5,0 мЗв/год. Индивидуальный риск превышает $2,8 \cdot 10^{-4}$, год ⁻¹ Отдельные элементы территории или объекты окружающей среды содержат радиоактивные отходы добычи и переработки урановых руд	Эффективная доза более 5,0 мЗв/год. Индивидуальный риск превышает $2,8 \cdot 10^{-4}$, год ⁻¹ . Отдельные элементы территории или объекты окружающей среды содержат радиоактивные отходы добычи и переработки урановых руд	Эффективная доза более 10,0 мЗв/год. Индивидуальный риск превышает $4,2 \cdot 10^{-4}$, год ⁻¹ Отдельные элементы территории или объекты окружающей среды содержат радиоактивные отходы добычи и переработки урановых руд

Выводы

1. В настоящее время радиационно-загрязненные территории и объекты в Украине, в основном, идентифицированы и в достаточной мере изучены. Вместе с тем, в отношении этих территорий и объектов существует значительная неопределенность в части окончательных критериев после проведения реабилитационных мероприятий.

2. Методология анализа риска является общепризнанным инструментом в мировой практике для принятия решений по вопросам реабилитации территорий, подвергшихся загрязнению. В Украине этот инструмент в последнее время начал достаточно широко использоваться в исследованиях, посвященных оценке риска здоровью от влияния факторов окружающей среды. Рассмотрены вопросы применения процедуры оценки рисков для определения уровня очистки территории от радиационного загрязнения

3. Категорирование участков и объектов радиационного загрязнения должно быть основано на основе учета риска от облучения населения и осуществляться с учетом целей использования территорий и объектов.

Список литературы

1. Санитарные правила ликвидации, консервации и перепрофилирования предприятий по добыче и переработке радиоактивных руд (СП ЛКП-91). - М.: МЗ СССР, 1991. - 76 с. СП 2.6.1.799-99 – М.: Минздрав России, 2000. – 98 с
2. Публикация 103 Международной Комиссии по радиационной защите (МКРЗ). Пер с англ./Под общей ред. М.Ф.Киселева и Н.К.Шандалы. М.: Изд.ООО ПКФ «Алана». 2009.-312 с.
3. МАГАТЭ. Освобождение площадок от регулирующего контроля после завершения практической деятельности. Серия норм по безопасности МАГАТЭ. №WS-G-55.1 МАГАТЭ, Вена, 2008-42 с.
4. IAEA Safety Standards Series. Remediation of Areas Contaminated by Past Activities and Accidents: safety requirements. – Vienna: International Atomic Energy Agency, 2003 – 24 p.
5. МКРЗ. Публикация 82. Protection of the Public in Situations of Prolonged Radiation Exposure, Annals of ICRP, 1999. Vol. 29. – No. 1. – 41 .

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА ОЦІНКА АРЕАЛІВ ІСНУВАННЯ РОСЛИН ТА ТВАРИН, ЩО ВКЛЮЧЕНІ ДО ЧЕРВОНОЇ КНИГИ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОЇ ОБЛАСТІ, З ВИКОРИСТАННЯМ ГІС

The paper presents the method of calculating the areas of existence of animals and plants listed in the Red Data Book of the Dnipropetrovsk region, the main parameters of the calculations that are the existence and size of individual animals and plants. Developed an electronic card "Habitats for plant and animal listed in the Red Data Book of the Dnipropetrovsk region", which shows the location of endangered animal and plant species and habitats by polygonal objects of their existence. The analysis of the past with respect to the objects of natural-zapovednyy fund and makes recommendations for the conservation of endangered species of plants and animals listed in the Red Book of the Dnepropetrovsk region.

В роботі предложена методика расчета ареалов существования животных и растений, занесенных в Красную книгу Днепропетровской области, основными параметрами расчетов которой являются места существования и размеры особей животных и растений. Разработана электронная карта "Ареалов существования растений и животных, занесенных в Красную книгу Днепропетровской области", на которой представлено расположение исчезающих животных и растений и созданные полигональные объекты ареалов их существования. Проведен анализ последних относительно объектов природно-заповедного фонда и представлены рекомендации относительно сохранения исчезающих видов растений и животных, занесенных в Красную книгу Днепропетровской области.

В роботі запропоновано методику розрахунку ареалів існування тварин та рослин, занесених до Червоної книги Дніпропетровської області, основними параметрами розрахунків якої є місця існування та розміри особин тварин та рослин. Розроблено електронну карту «Ареалів існування рослин та тварин, занесених до Червоної книги Дніпропетровської області», на якій представлено розташування зникаючих тварин та рослин та створені полігональні об'єкти ареалів їх існування. Проведено аналіз останніх відносно об'єктів природо-заповідного фонду та надано рекомендації щодо збереження зникаючих видів рослин та тварин, занесених до Червоної книги Дніпропетровської області.

Вступ. В умовах складної екологічної ситуації в Україні, що загострюється останнім часом й особливо в техногенно-навантажених регіонах країни, особливо гостро постає проблема збереження природних осередків існування рослин та тварин, збереження чисельності рідкісних і зникаючих представників флори та фауни та врегулювання питання збереження біологічного розмаїття на території нашої держави. Діюча законодавча база України за цим напрямком (Закони України "Про охорону навколишнього природного середовища", "Про природно-заповідний фонд", "Про рослинний світ", "Про тваринний світ", "Про Червону книгу України", "Про Зелену книгу України", "Про екологічну мережу України", "Про Загальнодержавну програму формування національної екологічної мережі України на 2000-2015 роки"), що формувалась та оновлювалась протягом 1991-2012 рр., як виявляється, не дає бажаних результатів стосовно уповільнення темпів зникнення окремих видів рослин та тварин. Так, кількість видів тварин, що занесені до Червоної книги України, від першої до другої її редакції зросла у 4,5 рази, а до третьої – майже у 6,5, щодо рослинного світу – кількість видів, що занесені до Червоної книги України, також збільшилась у

3,6 та 5,4 рази відповідно до другої та третьої її редакції [1, 2]. Подібне ставлення до цього питання може привести до зростання кількості видів, занесених до Червоної книги України, серед тваринного світу – до 800 видів, а серед рослинного – до 1000 видів.

Зокрема для Дніпропетровської області у 2010-2011 роках затверджені списки рослин та тварин, що занесені до Червоної книги регіону [3, 4].

Всього до списку "Червоної книги Дніпропетровської області. Тваринний світ" внесено 424 види тварин регіону, з яких 202 внесені до Червоної книги України і 222 регіонально рідкісні. Із загального числа 171 вид включений до Червоного списку Міжнародного союзу охорони природи. Згідно природоохоронного статусу найбільша кількість тварин, що включені до «Червоної Книги Дніпропетровської області. Тваринний світ», має «вразливий» природоохоронний статус – 37%, при цьому вміщує усі групи видів тварин. Група менш містка за кількістю видів проте не менша за чисельністю (35%) має «рідкісний» природоохоронний статус. Найменша за чисельністю та видовим розмаїттям група «зниклих видів» - 4%.

У «Червоній книзі Дніпропетровської області. Рослинний світ» наведені відомості про 404 вид рідкісних та зникаючих рослин області (серед них 16 занесені до Світового Червоного списку, 27 видів – до Європейського Червоного списку, 82 – до Червоної книги України). За природоохоронним статусом найбільша кількість рослин, включених до «Червоної книги Дніпропетровської області. Рослинний світ» має «рідкісний» природоохоронний статус – 26%, менш містка за групами видів проте достатньо чисельна за кількістю група, що має «вразливий» природоохоронний статус – 18%. Найменша за чисельністю та видовим розмаїттям є група «зниклий вид» - 15%.

Отже, існуючі підходи щодо гальмування зменшення біологічного розмаїття в Україні та особливо на антропогенно-навантажених територіях, працюють повільно та мало ефективно.

Тому **метою досліджень** є запропонувати підхід збереження рідкісних видів рослин та тварин, який складається з поєднання біологічних особливостей існування рослин та тварин (ареали їх існування), територіальних особливостей існування рослин та тварин (приналежність місць їх існування до об'єктів природно-заповідного фонду (ПЗФ) чи регіональної екомережі, згідно Програми формування та розвитку Національної екологічної мережі Дніпропетровської області на 2006 – 2015 роки [5]), а також законодавчо-правового підґрунтя збереження рідкісних видів (прав й обов'язків громадян України, що є власниками (землекористувачами) земельних ділянок, на яких зареєстровані місця існування рослин та тварин, що включені до Червоної книги).

В рамках досліджень необхідно провести територіальний аналіз розповсюдження рослин та тварин, що занесені до Червоної книги Дніпропетровської області, який надасть можливість виявити територіальну належність останніх до об'єктів ПЗФ чи державної/регіональної екомережі. Територіальний розподіл надасть можливість встановити існуючу чи потенційну небезпеку з боку техногенних об'єктів, розташованих в межах ареалу існування рослин чи тварин, занесених до Червоної книги.

Дослідження біологічних особливостей рослин та тварин надасть можливість усереднено оцінити параметри умов їх мешкання та визначити усереднені ареали їх існування.

Дослідження законодавчо-правового підґрунтя зазначеного питання в поєднанні з результатами попередніх етапів запропонованих досліджень надасть можливість рекомендувати шляхи збереження кожного окремого виду рослин та тварин в залежності від місця його існування.

Основний матеріал досліджень. Зміни чисельності тварин відбуваються в зв'язку з трансформацією ландшафту, забрудненням довкілля, знищенням біотопів. Головною ознакою зміни чисельності рослин є руйнування місць зростання та змін гідрологічного режиму, вирубки лісів, рекреації, збирання декоративних рослин. Кожний вид тварин та рослин потребує специфічних умов навколишнього середовища для існування. Так для тварин та рослин необхідний їх корінний біотоп, цілині поля, ліси, та узбережжя рік, чисті водойми та інші сприятливі для них умови.

Для багатьох зміни природних умов існування мають негативні наслідки, бо перевищують еволюційно-обумовлені можливістю спроможності видової пластичності. Особливо уразливими в таких умовах стають мало чисельні та рідкісні види, що мешкають на території Дніпропетровської області.

Тому, серед усіх видів, що включені до списків Червоної книги, для дослідження обрано тільки ті, які відносяться до «зникаючих» видів згідно природоохоронного статусу. З 424 видів тварин, що включені до Червоної книги Дніпропетровської області, до зникаючих видів належить 55, з 404 видів рослин регіону до зникаючих видів належить 77 видів. Отже загальна частка, як серед рослин так і серед тварин, становить близько 20% від загальної їх кількості.

Саме тварини та рослини віднесені до «зникаючих», потребують додаткових заходів захисту, оскільки без змін умов саме їх існування такі види можуть зовсім зникнути. Щодо видів інших категорій природоохоронного статусу – достатньо важко вплинути на умови існування вже зниклих видів, або рідкісних, для яких занадто важливим є саме умови їх існування, а антропогенний тиск на них є другорядним фактором.

Для оцінювання біологічних особливостей існування рослин та тварин визначили ареали їх існування за такими параметри, як середній розмір виду та умови існування природної зони. Виходячи з видової приналежності, розмірів особин, особливостей умов існування кожного виду, а також існуючих територіальних та природних можливостей регіону усереднено розрахували радіус ареалів існування та мінімальну площу, потрібну для виживання відповідних видів тварин та рослин. Приклади розрахункових радіусів та площ ареалів існування рослин та тварин наведено в таблиці 1.

Територіальні особливості існування рослин та тварин оцінювали за виявленням місця розташування певних видів в межах регіону. Територіальний розподіл «зникаючих» видів тварин (рослин), що включені до Червоної книги Дніпропетровської області, представлено на карті на рисунку 1 (рисунку 2), які розробили за допомогою програмного забезпечення *Arc Map*.

Таблиця 1

Приклади розрахункового радіусу R_{oi} та мінімальної розрахункової площі S_{oi} ареалів існування рослин та тварин

Вид	R_{oi} , км	S_{oi} , км ²	Вид	R_{oi} , км	S_{oi} , км ²
Хвощ великий	1,2	9,04	Дрохва	0,9	5,09
Орляк звичайний	1,8	20,34	Дерихвіст лучний	0,6	2,26
Щитник гребенястий	2,1	27,69	Голуб-синяк	1,5	14,13
Голокучник дубовий	1,5	14,13	Білозубка велика	0,6	2,26

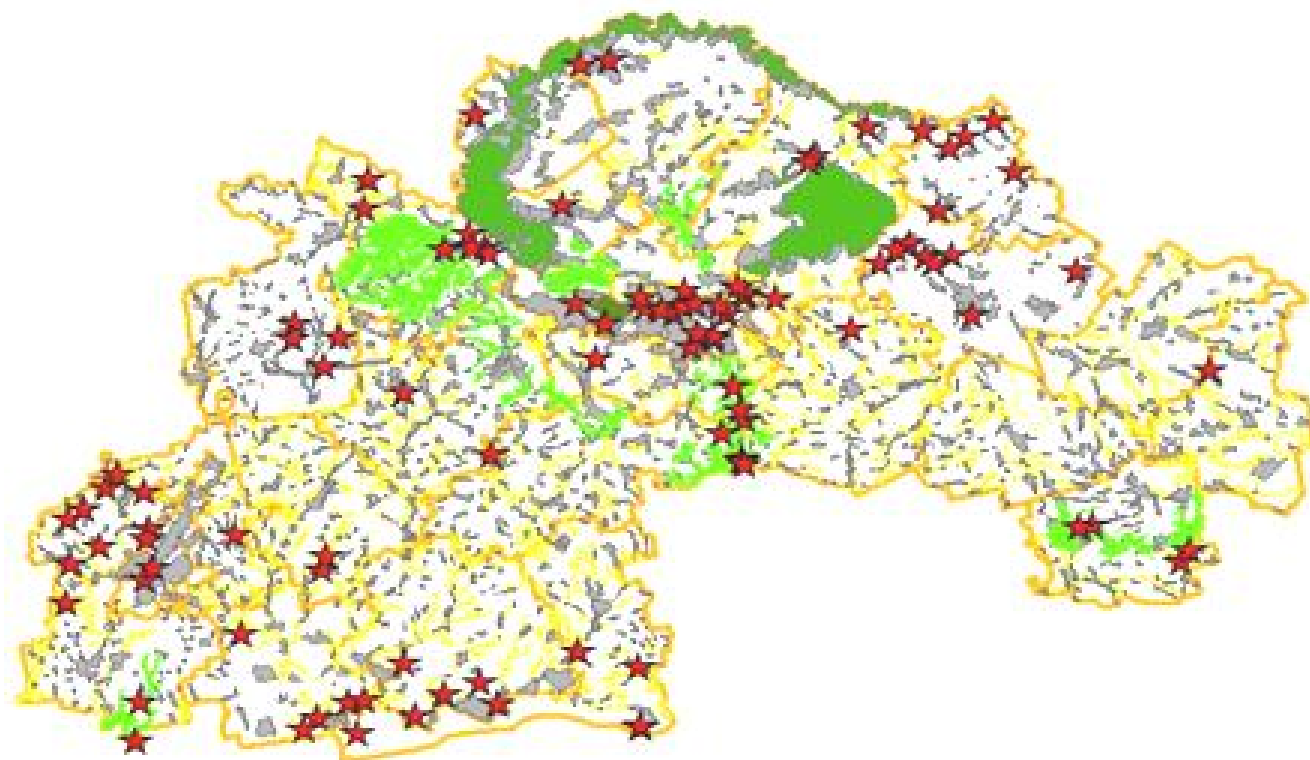


Рис. 1. Розташування «зникаючих» тварин, що занесені до Червоної книги Дніпропетровської області

За допомогою програмного забезпечення *Arc Map* розроблена електронна карта «Ареалів існування тварин та рослин, занесених до Червоної книги Дніпропетровської області» в системі координат WGS-84, що містить:

- шари, що вказують на розміщення існуючих, запланованих та зарезервованих об'єктів ПЗФ Дніпропетровської області;
- шари, що вказують на місце розташування населених пунктів та районів Дніпропетровської області;
- шари, що вказують на розміщення сільськогосподарських угідь;
- растрові зображення (супутникові знімки Дніпропетровської області);
- шари, що вказують на місця існування об'єктів Червоної книги Дніпропетровської області;
- шари ареалів існування об'єктів Червоної книги Дніпропетровської області.

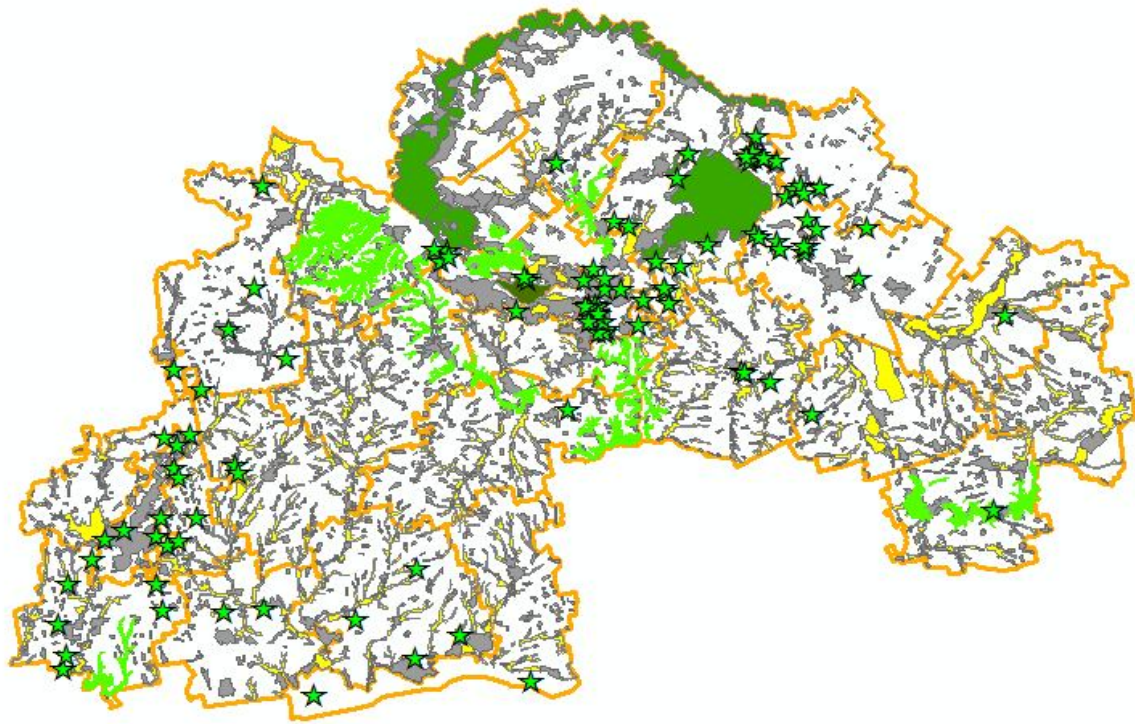


Рис. 2. Розташування «зникаючих» рослин, що занесені до Червоної книги Дніпропетровської області

Полігональний шар «Ареали існування» створено за допомогою інструменту *Arc Map* «Буфер». В шарі автоматично створюються полігональні об'єкти, що відповідають радіусу кожного виду рослин та тварин, згідно розрахованих параметрів, приклади яких наведено в таблиці 1. Таким чином на карті нанесені полігональні об'єкти ареалів існування рослин та тварин, занесених Червоної книги Дніпропетровської області, як наведено на рисунку 3.

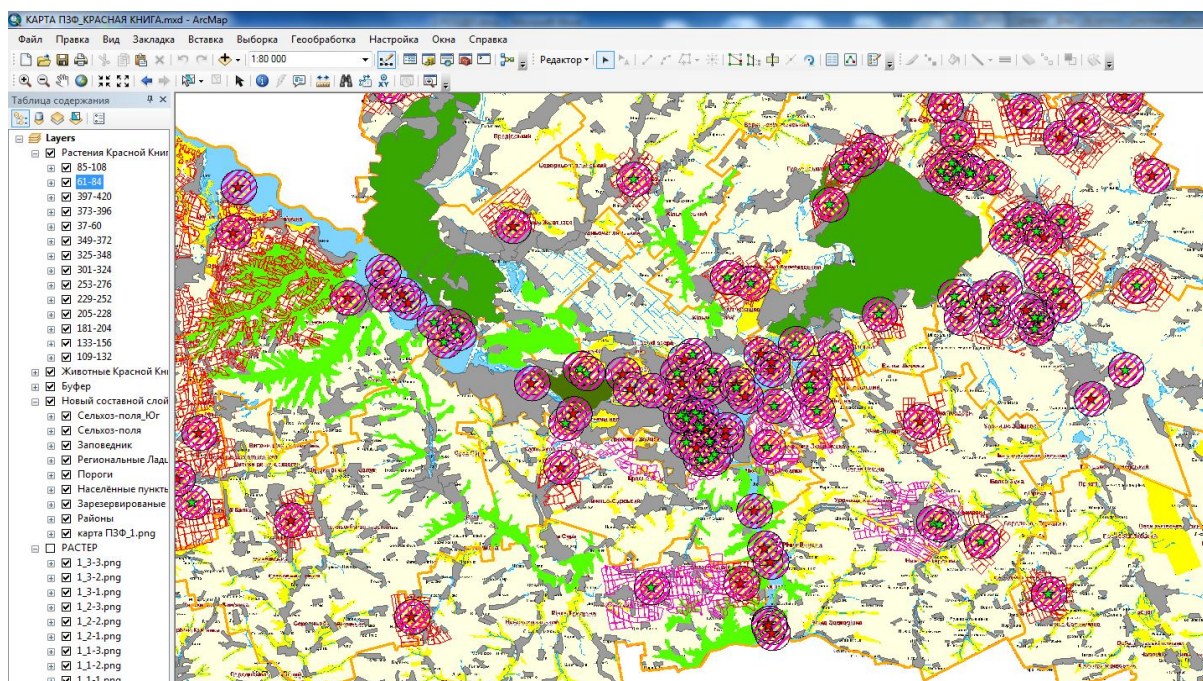


Рис.3. Приклади зображення шару «Ареали існування» рослин та тварин

З метою встановлення приналежності місць існування рослин та тварин, що включені до списків Червоної книги Дніпропетровської області, до об'єктів ПЗФ чи екомережі, згідно розробленої електронної карти оцінили ареали існування яких рослин чи тварин перетинають зазначені об'єкти, або розташовані за межами цих об'єктів. При цьому важливо було відмітити статус природоохоронних об'єктів – існуючі об'єкти ПЗФ чи зарезервовані в рамках екомережі. Для виконання даної задачі використали інструмент *Arc Map* «Вибірка», за допомогою якою визначено три групи ареалів:

- ареали існування рослин та тварин, розташовані в межах існуючих об'єктів ПЗФ – для 65 видів;
- ареали існування рослин та тварин, розташовані в межах зарезервованих об'єктів екомережі – для 165 видів;
- ареали існування рослин та тварин, розташовані поза межами об'єктів ПЗФ чи екомережі (див. рис. 4) – для 106 видів.



Рис. 4. Приклад територіальної оцінки ареалів існування рослин та тварин, розташованих поза межами об'єктів ПЗФ чи екомережі

Проаналізувавши ареали існування рослин і тварин встановлено, що більшість з них, перетинають межі існуючих або зарезервованих об'єктів ПЗФ та будуть захищені згідно природоохоронного статусу об'єктів ПЗФ. Проте третина рослин та тварин, що включені до списку Червоної книги Дніпропетровської області, ареали яких не перетинають існуючі чи зарезервовані об'єкти ПЗФ, потребують додаткових та негайних заходів охорони.

Висновки. З метою збереження «зникаючих» видів рослин та тварин Дніпропетровської області пропонується відкорегувати кордони об'єктів екомережі, зазначених у Програмі розвитку національної екомережі Дніпропетровської області на 2006 – 2015 роки, згідно ареалів існування цих видів. Тобто необхідно розширити зарезервовану територію в напрямку ареалів існування рослин та тварин, що внесені до списку Червоної книги Дніпропетровської області.

У випадках, коли ареали існування рослин чи тварин не перетинають зарезервовані чи існуючі об'єкти ПЗФ, пропонується додатково зарезервувати території в місцях скупчення ареалів існування тварин чи рослин, що значно прискорить та спростить реалізацію Програми розвитку екомережі Дніпропетровської області на 2006 – 2015 роки.

У випадках територіальної розгалуженості ареалів існування тварин чи рослин пропонується додаткове проведення освітньо-просвітницької та роз'яснювальної діяльності серед населення та власників (землекористувачів) земельних ділянок, на яких зареєстровані місця існування рослин та тварин, що включені до списків Червоної книги, а також посилення відповідальності за порушення природоохоронного законодавства за незаконне добування, знищення або пошкодження видів тваринного та рослинного світу, занесених до Червоної книги України, а також за знищення та погіршення середовища їх перебування (зростання) [6].

Список літератури

1. Червона книга України: Тваринний світ. – К.: УЕ, 1994. – 464 с.
2. Червона книга України: Рослинний світ. – К.: УЕ, 1996. – 608 с.
3. Червона книга Дніпропетровської області. (Рослинний світ/Під редакцією А.П. Травлеєв. – Дніпропетровськ: ВКК «Баланс-Клуб», 2010. – 500с.
4. Червона книга Дніпропетровської області. (Тваринний світ)/ Під редакцією О.Є Пахомова. – Дніпропетровськ: ТОВ «Новий Друк», 2011. – 488 с.
5. Програма формування та розвитку національної екологічної мережі Дніпропетровської області на 2006-2015 роки», розпорядження голови обласної державної адміністрації від 17.02.2006 № 55-р-06.
6. Постанова КМУ від 07.11.2012 «Про розмір компенсації за незаконне добування, знищення або пошкодження видів тваринного та рослинного світу, занесених до Червоної книги України, а також за знищення та погіршення середовища їх перебування (зростання)». <http://zakon4.rada.gov.ua/laws/show/1030-2012-%D0%BF>

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 04.11.2014*

УДК 622.271.3

© Б.Ю. Собко, А.М. Гайдін

ВПЛИВ РОЗРОБКИ МОТРОНІВСЬКО-АННІВСЬКОЇ ДІЛЯНКИ МАЛИШЕВСЬКОГО РОДОВИЩА НА ГІДРОГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ ТЕРИТОРІЇ

В роботі наведені дослідження впливу розробки Мотронівсько-Аннівської ділянки Малишевського родовища на гідрогеологічні умови території діяльності кар'єру.

В работе приведены исследования влияния разработки Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения на гидрогеологические условия территории деятельности карьера.

Researches of influence of development of Motronovsko-Annovskogo of area of Malyshevskogo of deposit on the hydrogeological terms of territory of activity of quarry are in-process resulted.

Поклади розсипних родовищ в Україні здебільшого розташовані вище рівня ґрунтових вод, тому їх розробка відкритим способом здійснюється з застосуванням відомих транспортних та комбінованих систем розробки з використанням крокуючих екскаваторів, роторних комплексів.

В поточному році планується розпочати експлуатацію Мотронівсько-Аннівської ділянки Малишевського титан-цирконієвого родовища, розташованого на відстані 6–8 км від діючого Вільногірського гірничо-металургійного комбінату. Умови відпрацьовування ділянки суттєво відрізняються від відпрацьованих родовищ. Головною відмінністю є розташування рудного шару нижче рівня підземних вод, а також розчленованість території балками, велика глибина залягання корисної копалини.

Проектом передбачається розробка родовища відкритим способом, за відомою технологією, яку застосовують на сухих ділянках. Для осушення кар'єру передбачено відкритий водовідлив з обладнанням водозбірних каналів і зумпфів. Попередження затоплення кар'єру поверхневими водами здійснюється шляхом спорудження тимчасових гребель в балках вище за течією.

Експлуатація родовища супроводжується змінами всіх компонентів природного ландшафту в зоні діяльності гірничих робіт, в тому числі гідрогеологічних умов. Тому дослідження впливу розробки Мотронівсько-Аннівської ділянки Малишевського родовища на гідрогеологічні умови території діяльності рудника являється актуальним та сучасним завданням.

В природних умовах в відкладеннях сарматського ярусу Мотронівсько-Аннівської ділянки вміщується безнапірний водоносний горизонт. Рівень води знаходиться на відмітках від 100 до 105 м, потужність горизонту 5–6 м, коефіцієнт фільтрації біля 13 м/добу. На ділянках, де водопідпірні породи розмиті, вода за хімічним складом відповідає вимогам питної води.

За умови селективного відвалоутворення створюється можливість збереження водоносного горизонту в сарматських пісках та збільшення його потужності. Підшва кар'єру буде знаходитися на відмітці в середньому 90 м. Потужність пісків сарматського горизонту в середньому 17 м, тож покрівля піску у відвалах буде знаходитися на відмітці біля 107 м. Рівень води встановиться на відмітці 101–105 м, тобто потужність водоносного горизонту досягне 11–15 м, що удвічі більше, ніж у природних умовах.

В природних умовах сарматські відкладення, які знаходяться вище рівня підземних вод, являють собою пісковики на глинистому цементі. В процесі розробки вони повністю руйнуються і перетворюються в рихлий пісок. Щільність пісковика в природному стані становить $1,7 \text{ г/см}^3$, у зруйнованому – $1,4 \text{ г/см}^3$. Відповідно пористість становить 0,35 і 0,46. Розрихлення пісковика вірогідно призведе до збільшення його проникливості і водовіддачі. Коефіцієнт фільтрації розрихлених пісків за результатами лабораторних дослідів становить близько 5 м/добу. Таким чином, при рекомендованому селективному відвалоутворенні гідрогеологічні умови будуть не гіршими від природних.

В результаті роботи систем осушення в кар'єрі формуються депресії рівнів підземних вод. Розвиток лійок депресії в часі залежить від рівня провідності водоносного горизонту, який визначається формулою:

$$a=k*m/\mu,$$

де k – коефіцієнт фільтрації, m – потужність водоносного горизонту, μ – водовіддача.

Для водоносного горизонту сарматських відкладень багаторазові обчислення дозволили встановити наступні достовірні коефіцієнти фільтрації: сарматський водоносний горизонт 1,4 м/добу по всій площі, 12,7 м/добу там, де розмиті водотривкі відклади. Водоносний горизонт у полтавських відкладах характеризується коефіцієнтом фільтрації 0,0034 м/добу.

Проведено також визначення коефіцієнту водовіддачі пісків сарматського ярусу. Водовіддача характеризує кількість вільної води, яка при осушенні витікає з породи. Визначається як різниця між повною і молекулярною вологоємністю. У всіх літературних джерелах величина водовіддачі приймається рівною 0,13–0,15. Однак дані про спосіб визначення відсутні, тобто прийняті табличні величини.

Для визначення водовіддачі наважку піску засипали в циліндр, ущільнювали і насичували водою знизу вгору. Визначали вологість при повному насиченні. Після того ставили циліндр на фільтрувальний папір. Вільна вода витікала, а капілярна витягувалася із зразка завдяки тому, що капіляри у фільтрувальному папері тонші за капіляри в піску. Після того зважували циліндр з піском і по різниці визначали водовіддачу, яку потім перераховували в об'ємні проценти. В результаті декількох визначень одержали величину водовіддачі в піску порушеної структури 0,07–0,1.

Водовіддача полтавських відкладів наближається до нуля, оскільки в них відсутня гравітаційна вода.

Приймаючи коефіцієнт фільтрації в середньому рівним 5 м/добу, водовіддачу 0,1, одержимо

$$a=5*6/0,1=300 \text{ м}^2/\text{добу}$$

Радіус депресійної лійки R в залежності від часу роботи системи осушення t обчислено за формулою:

$$R(t)=1.5\sqrt{at},$$

Обчислені значення радіусу депресійної лійки наведені в таблиці 1.

Таблиця 1

Значення радіусу депресійної лійки

t, доба	R, м	t, доба	R, м
1	25.98	20	116.19
5	58.09	30	142.30
10	82.16	185	353.38
15	100.62	365	496.36

Із даних наведених в таблиці видно, що за рік радіус депресійної лійки досягає 500 м. В подальшому розвиток депресії уповільнюється. При моделю-

ванні побудовані карти гідроізогіпс водоносного горизонту для умов стаціонарного режиму, умовно приймаючи $t = 1000$ діб. Встановлено, що заповнення водою тимчасових водойм у верхів'ях балок призводить до обмеження розповсюдження депресії рівнів води. В якості прикладу на рис. 1 та 2 показано карти гідроізогіпс на першому етапі розробки родовища при заповнених і спорожнених водоймах. Як видно з рисунків, наявність водойм обмежує розвиток депресійних лійок навколо кар'єру.

Депресія рівнів у четвертинному водоносному горизонті дуже мала, оскільки суглинки характеризуються низькою проникливістю.

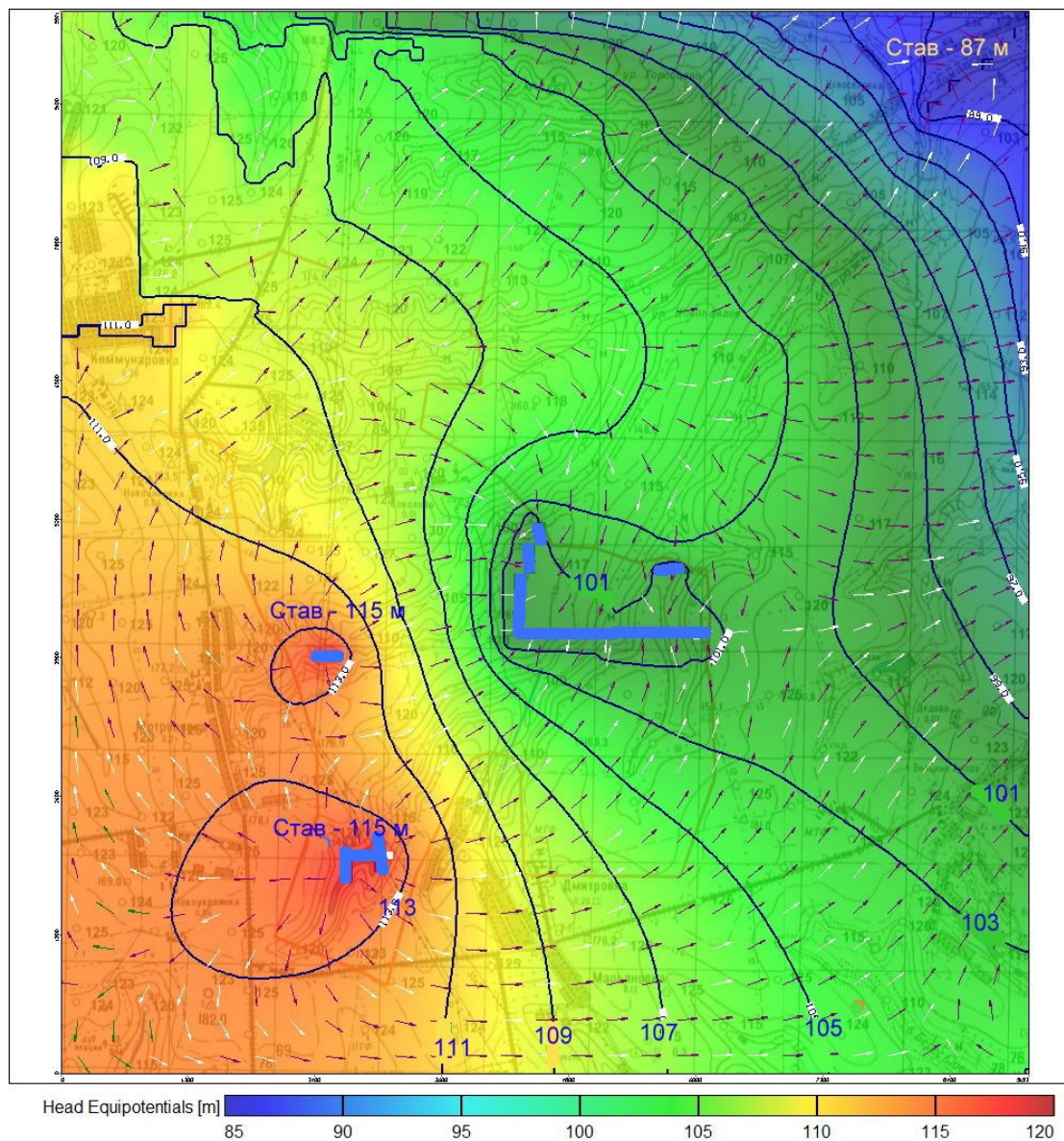


Рис.1. Карта гідроізогіпс 1 етапу відробки кар'єру при незаповнених акумулюючих ємкостях

Розміри зони впливу в четвертинному водоносному горизонті можна оцінити з умов водного балансу. Притік води q на одиницю ширини потоку до борту кар'єру визначається за формулою:

$$q = kh^2/L,$$

де k – коефіцієнт фільтрації, 0,07 м/добу, h – потужність водоносного горизонту, у середньому 5 м, L –відстань, на яку поширюється зниження рівня («радіус впливу»).

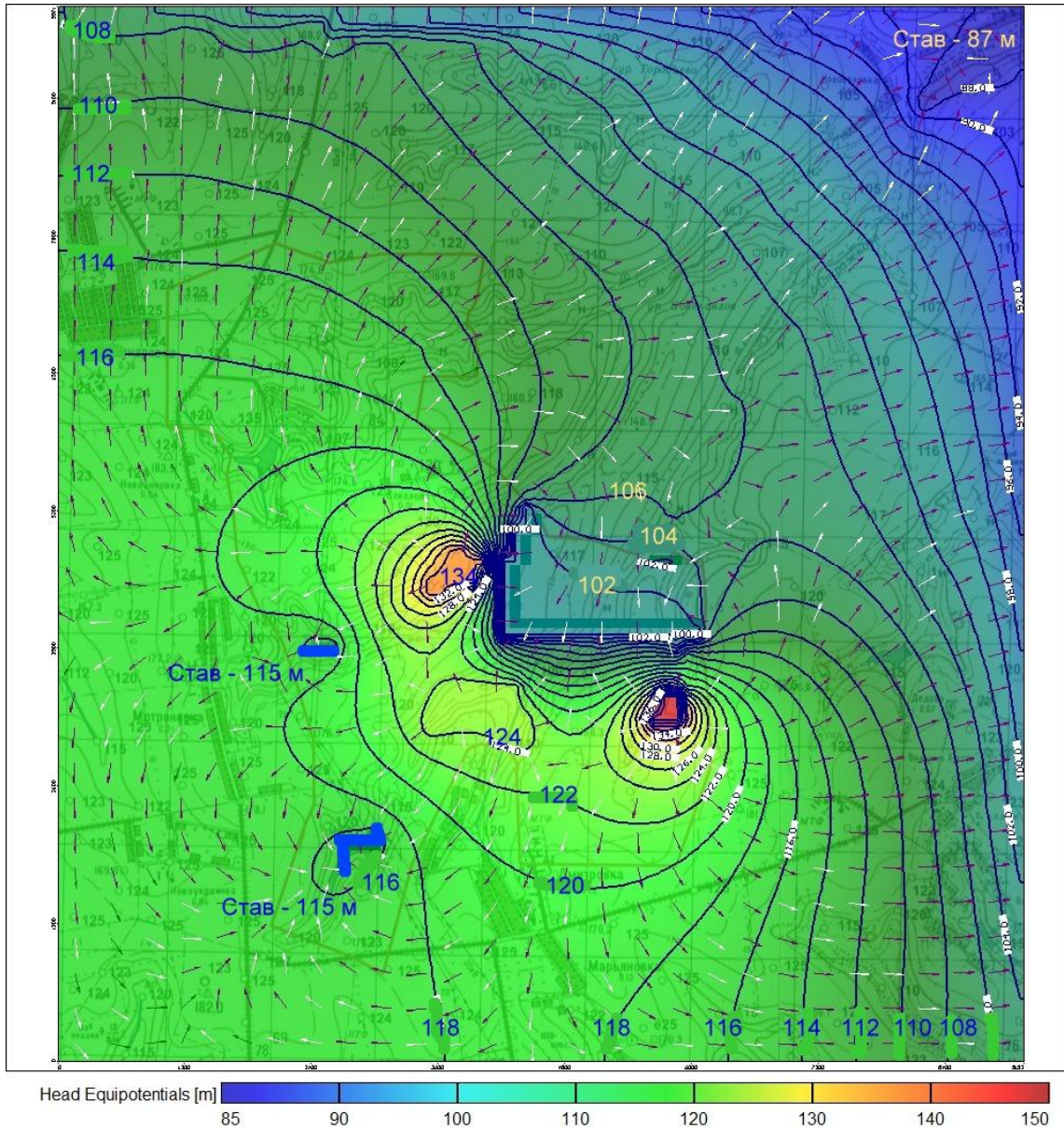


Рис.2. Карта гідроізогіпс 1 етапу відробки кар'єру при заповнених акумулюючих ємкостях

Зазначений притік компенсується інфільтрацією W , за результатами моделювання 0,01 м/рік.

$$q = L * W$$

Прирівнюючи, одержимо

$$L^2 = k * h^2 / W = 0,07 * 52 * 365 / 0,01 = 63,8 \text{ м}^2, L = 8 \text{ м.}$$

З розрахунку видно, що вплив осушення четвертинного водоносного горизонту поширюється на незначну відстань. Наприклад, при довжині робочого борту 500 м притік води із четвертинних суглинків складе $109 \text{ м}^3/\text{добу}$. Таким чином робота кар'єру не вплине на якість питної води для населення, що беруть воду з четвертинних суглинків.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Симоненком В.І.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

УДК: 622.831 :624.131 (043.3)

© Д.Л. Васильев

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ РАСЧЕТА ПРИГРУЗКИ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ НА ПРИЗАБОЙНУЮ ЧАСТЬ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Известные модели расчета опорного давления не соответствуют экспериментальным измерениям. Предложена новая математическая модель, которая основана на линейном затухании согласно принципу Сен-Венана касательных напряжений от трения между боковыми породами и угольным пластом. Дан метод расчета параболической эпюры горного давления, соответствующей экспериментальным данным.

Відомі моделі розрахунку опорного тиснення не відповідають експериментальним вимірюванням. Запропонована нова математична модель, яка заснована на лінійному загасанні згідно принципу Сен-Венана дотичних напружень від тертя між боковими породами і вугільним пластом. Даний метод розрахунку параболічної епюри гірського тиснення, відповідної експериментальним даним.

Are known models for a calculation of abutment pressure does not correspond to experimental measurements. Was proposed a new mathematical model that is based on linear damping it is accordant with the principle of Saint-Venant shear stresses on the friction between side rocks and coal seams. A method is given for calculating diagrams rock pressure, in the form of a quadratic function which corresponding to experimental data.

Вступление. Несущая способность пласта сопряжена с возникновением опорного давления в его призабойной зоне. Опорное давление характеризуется повышенными, по сравнению с величиной горного давления в нетронутом массиве нормальными к пласту напряжениями, действующими вблизи обнаженной части пласта. Опорное давление отражает пригрузку угольного пласта около выработок, обусловленную обнажением массива. Оно определяет процессы, происходящие в краевых частях пласта. Возникает оно постоянно, когда образуется полость, в т.ч. при проведении выработок. Опорное давление играет важную роль в возникновении горных ударов, внезапных выбросов, отжима угля, пучения, оказывает влияние на устойчивость выработок, вызывает завалы лав и т.д. Под действием пригрузки материал массива повреждается, возникают необратимые деформации в краевой части пласта, в последней образуются

трещины, происходит смещение кровли. Опорное давление на определенном расстоянии от забоя достигает максимума и затем уменьшается до уровня значений, соответствующих состоянию нетронутого массива, что непосредственно сопряжено с распределением контактных нормальных напряжений призабойной зоны.

Постановка проблемы. Проведение выработки приводит к нарушению равновесного состояния до тех пор, пока не наступит новое равновесное состояние. Но в процессе ведения горных работ это состояние постоянно нарушается. Переход массива вблизи зоны возмущений (вблизи призабойной зоны) в новое состояние равновесия может протекать спокойно, а иногда и бурно в виде выбросов угля и газа. Для борьбы с негативными последствиями нарушения равновесного состояния массива, вызванного ведением горных работ, постоянно применяются дополнительные мероприятия, влияющие на переходные процессы.

Понятно, что закономерности проявлений опорного давления зависят от многих факторов, но, важно знать доминирующие из них. Это стало одной из важных проблем механики горных пород по вскрытию физической природы опорного давления, разработке способов управления не только проявлениями опорного давления, но и вызываемыми им физическими процессами.

Цель работы – попытка раскрытия механизма формирования опорного давления, по которому нет единого мнения среди ученых.

Изложение основного материала. Анализ различных гипотез опорного горного давления подробно изложен в работах многих авторов. А.А. Борисов [1] подвергает критическому анализу различные теории на основании того, что они описываются восходящими и нисходящими, как правило, экспонентами, в то время как реальные эпюры горного давления имеют вид выпуклых квадратичных функций (рис. 1). Автор развивает свою концепцию балок на упругом основании, исключая влияние контактного трения между пластом и боковыми породами, но она не описывает достоверно экспериментальную параболу (рис. 1. кривая 2), поскольку начальное напряжение параболы А.А. Борисова равно нулю. Это напряжение согласно измерениям и имеют значения, значительно отличающиеся от нуля.

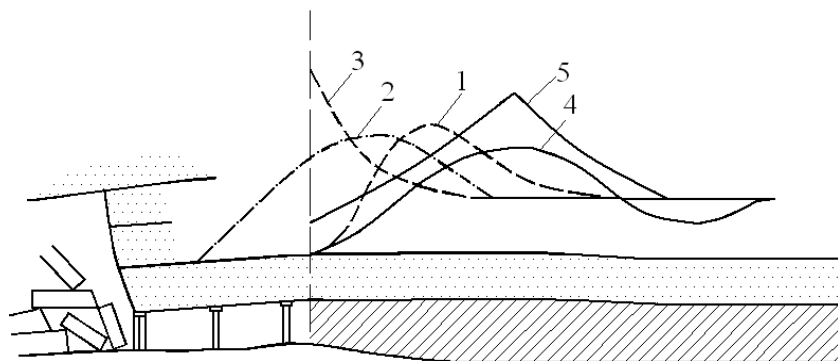


Рис. 1. Схемы распределения опорного давления в средней части лавы по различным данным [1]: 1 – по данным В.Д. Слесарева; 2 – по шахтным наблюдениям; 3 – по теории концентрации напряжений; 4 – по теории балок на упругом основании по А.А. Борисову; 5 – по В.В. Ходоту.

Разработанные аналитические построения опорного давления противоречивы и ни одно из них не описывает достоверно эпюру опорного горного давления в соответствии с экспериментальными данными (рис. 1, кривая 2). Попытаемся восполнить этот пробел.

Пласт (рис. 2) представляем вместе с вмещающими породами в виде упругой системы. Как показывают результаты многочисленных исследований, упругие константы вмещающих пород характеризуются модулем упругости, превышающем на целый порядок модуль упругости угля. Поэтому вмещающие породы при решении задачи считаются абсолютно жесткими и упругие свойства их не учитываются. Таким образом, угольный пласт представлен в виде полосы, заключенной между жесткими плитами, при этом на верхнюю плиту действует горное давление. Между вмещающими породами и пластом действуют касательные напряжения от контактного трения, возникающие вследствие деформирования угольного пласта, и направлены вглубь массива (рис. 2).

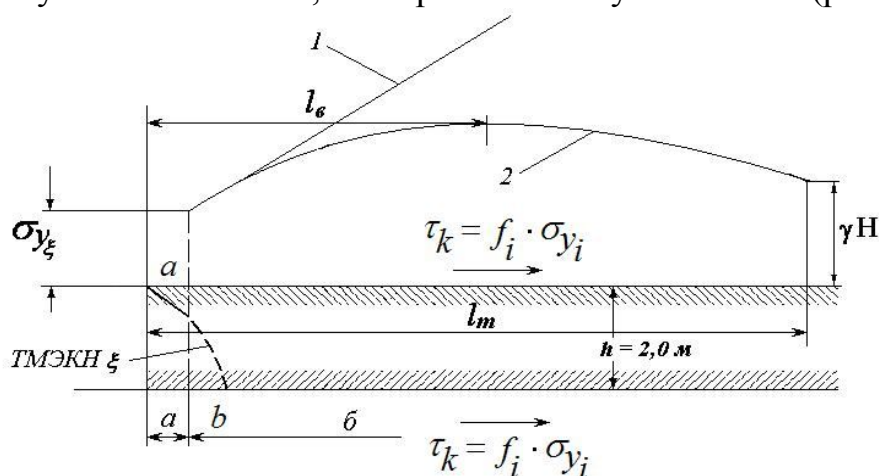


Рис. 2. Зависимости опорного давления по Л.Прандтлю (1) и по авторам (2): *a* – зона необратимых деформаций, *б* – зона упругих (обратимых) деформаций

Автор книги [2] на основании принципа Сен-Венана утверждает, что трение по мере удаления от свободной поверхности по длине плиты затухает. Вообще очевидно, что смещение пласта по мере удаления от забоя должно, безусловно, на определенном расстоянии от забоя в нетронутой зоне прекратиться. Общепринято, что величина горного давления на пласт в нетронутой зоне определяется весом столба вышележащих пород единичного сечения согласно формуле

$$\sigma = \gamma H, \quad (1)$$

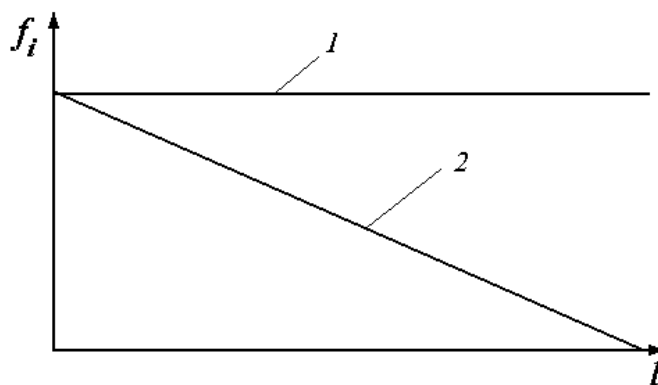
где γ – плотность вмещающих пород; H – высота столба пород.

Расстояние от забоя до зоны нетронутого массива по данным авторов [1, 2] в проходческих забоях составляет 10-15 м, в лавах оно больше. Принято считать на основании экспериментальных наблюдений, что максимум опорного давления располагается в очистных выработках обычно на расстоянии от забоя, равном 2-5 мощностям вынимаемого пласта и равен $(2-3) \cdot \gamma H$ [1].

В работе [3] представлено использование распределения контактных нормальных напряжений по Л. Прандтлю. Используя линейное затухание коэффициента контактного трения f_i по закону $f_i = f_k(1 - t \cdot l)$ (рис. 3), (где f_k – коэффициент контактного трения в краевой части пласта, t – коэффициент затухания контактных касательных напряжений и l – расстояние от забоя до изучаемой контактной области) можем на основании закона Л. Прандтля записать эпюру горного давления в виде

$$\sigma_{y_i} = \sigma_{y_\xi} (1 + f_k (1 - t \cdot l) \cdot l/h), \quad (2)$$

где σ_{y_ξ} – нормальное напряжение в угловой области пласта; h – высота (мощность) пласта.



$$1 - f_i = f_k; \quad 2 - f_i = f_k \cdot (1 - t \cdot l)$$

Рис. 3. Зависимость коэффициента контактного трения от расстояния от забоя: 1 – по Л. Прандтлю, 2 – по Е.М. Макушок

Здесь нужно записать важное условие, что при $f_i = f_k(1 - t \cdot l) = 0$ $\sigma_{y_i} = \gamma H$ (в зоне нетронутого массива). Для подтверждения близко к линейной зависимости контактных касательных напряжений приведем результаты исследований, позаимствованные из работы [4]. В работе приводится эпюра касательных напряжений $\tau_{x,y}$ (рис. 4) на контактных плоскостях, пересчитанные на основании экспериментальных измерений смещений пород по контакту с пластом.

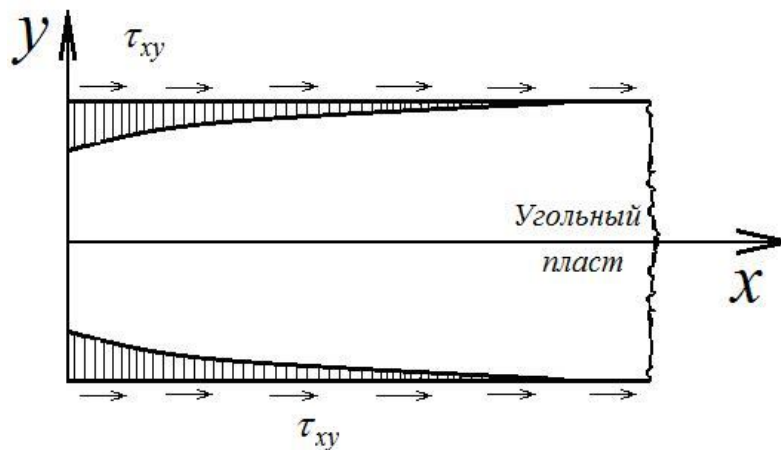


Рис. 4. Эпюры контактных касательных напряжений, полученные перерасчетом экспериментальных замеров смещений по контакту пород с пластом

В горной литературе [1, 2, 4] при построении экспериментальных эпюр в качестве начального напряжения имеет место попытки принимать предел прочности образца породы на одноосное сжатие. В реальных условиях при развитии трещины это не верно. В качестве начального напряжения следует принимать нормальное напряжение в вершине трещины. Тогда аналитическая эпюра горного давления будет соответствовать экспериментальным данным. Нормальное напряжение в вершине трещины на траектории максимальных эффективных касательных напряжений (ТМЭКН) определяется системой формул [8].

$$\sigma_{y\xi} = \frac{1}{\mu} \cdot \left(\frac{k_n(1 + \mu d) \cdot \left(1 + \sin \rho \sqrt{1 - b_\xi^2}\right) \cdot \exp(-2\mu(\beta_\xi + \beta_b))}{1 - \sin \rho \sqrt{1 - b_b^2}} - k_b \right); \quad (3)$$

$$k_b = \frac{(k_n + \mu\sigma_{y\xi}) \cdot \left(1 - \sin \rho \sqrt{1 - b_\xi^2}\right)}{(1 + \mu d) \left(1 + \sin \rho \sqrt{1 - b_b^2}\right) \cdot \exp(-4\mu\beta_b)}, \quad (4)$$

где $\mu = tg\rho$ и ρ – коэффициент и угол внутреннего трения; k_n – предел сопротивления материала при сдвиге;

где k_b – эффективное касательное напряжение в точке b на ТМЭКН ξ на почве пласта;

$$d = \frac{1}{2} \arcsin b_\xi; \quad b_\xi = \frac{f_k \left(1 - \frac{2y}{h}\right) \cdot \sigma_y \left(1 + \frac{f_k}{h} \cdot x\right)}{k_n + \mu\sigma_{y\xi} \left(1 + \frac{f_k}{h} \cdot x\right)}; \quad b_b = - \frac{f_k \cdot \sigma_y \left(1 + \frac{f_k}{h} \cdot x_b\right)}{k_b + \mu\sigma_{y\xi} \left(1 + \frac{f_k}{h} \cdot x_b\right)};$$

$$\beta_\xi(b) = -\frac{1}{2} \operatorname{arctg} \frac{b_\xi(b)}{\sin \rho - \sqrt{1 - b_\xi(b)^2}}.$$

Угол наклона ТМЭКН ξ

$$\alpha_\xi = \frac{\pi}{4} + \rho/2 - \beta_\xi. \quad (5)$$

Решение системы уравнений (3)-(5) проводится на ЭВМ методом итераций. Отметим, что нормальное напряжение $\sigma_{y\xi}$ по мере развития призабойной трещины по ТМЭКН ξ имеет возрастающий характер. Трещина по ТМЭКН ξ в призабойной части пласта развивается до тех пор, пока напряжение в вершине трещины не достигнет значения, достаточного для уравнивания вышележащих пород. Таким образом, призабойная часть пласта может быть разбита на две зоны (рис. 2): зона необратимых деформаций (a) и зона упругих обратимых деформаций (b). При этом в зоне необратимых деформаций, как известно, имеет место отжим угля в свободное пространство. На рис. 2 приведены аналитическая эпюра горного давления, по характеру соответствующая экспериментальной параболе (рис. 1, кривая 2).

На наш взгляд, разработанный метод расчета и построения запредельных кривых угольного пласта, позволяет по-новому провести исследование динамики опорного давления над угольным пластом. Здесь нами изложены только принципы подхода к расчету напряжений в призабойной части пласта. Метод пригоден к исследованию более сложных задач горного дела, например, к определению допустимого устойчивого пролета выработок в подготовительных и очистных забоях в зависимости от несущей способности крепи или посадки кровли, а так же – параметров сдвижения массива горных пород. Достоинством разработанного метода можно считать то, что известные закономерности были получены на основании предположений, гипотез, а в полученных нами закономерностях соблюдаются требования теорий упругости и классических решений Л. Прандтля и принципа затухания контактных касательных напряжений по Сен-Венану.

Приведенная на рис. 4 эпюра контактных касательных напряжений, полученная по экспериментальным данным, практически является линейной, что, в целом, подтверждают идею аналитического метода. На основании обобщения многочисленных экспериментальных данных распределения контактных касательных напряжений значения параметра t могут быть подкорректированы в виде определенной зависимости от протяженности контактной поверхности, что в дальнейшем и предполагается осуществить. В отличие от авторов [6] мы ставим задачу разработки аналитического метода построения эпюры опорного горного давления с пониманием физической сущности ее формирования, по которой можно наметить пути управления напряженно-деформированным состоянием пласта.

На основании изложенного можно прийти к выводу, что опорное горное давление на угольный пласт формируется контактными касательными напряжениями в соответствии с их близкому к линейному закону затухания вдоль кромки этого пласта в направлении от забоя в его глубь и описывается выпуклой квадратичной функцией, начальное значение которой равно нормальному напряжению в вершине призабойной трещины, а конечное – значению горного давления в нетронутом массиве (рис. 1, кривая 2).

Выводы. Разработан аналитический метод построения эпюр опорного горного давления. Установлено, что опорное горное давление на угольный пласт формируется контактными касательными напряжениями в соответствии с их близкому к линейному затуханию согласно экспериментальных данных вдоль кромки пласта в направлении от забоя до зоны нетронутого массива и описывается выпуклой квадратичной функцией, начальное значение которой равно нормальному напряжению в вершине призабойной трещины, а конечное – значению горного давления в нетронутом массиве, что соответствует экспериментальной кривой 2 (рис. 1).

Список литературы

1. Борисов, А.А. Механика горных пород / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
2. Шашенко, А.Н. Геомеханические процессы в породных массивах / А.Н. Шашенко, Т. Майхерчик, Е.А. Сдвижкова. – Днепропетровск: НГУ, 2005. – 319 с.
3. Васильев, Л.М. Механизм формирования горизонтальных нормальных напряжений в массивах горных пород / Л.М. Васильев, Д.Л. Васильев / Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. Ископ. – 2013. - № 2. – С. 81-90.

4. Макушок Е.М. Самоорганизация деформационных процессов // Е.М. Макушок – Минск: Наука и техника, 1999. – 272 с.
5. Васильев, Д.Л. Совершенствование метода расчёта предела прочности горных пород при одноосном сжатии / Д.Л. Васильев // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2013. – Вып. 108. – С. 199-106.
6. Грицко, Г.И. Экспериментально–аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород. / Г.И. Грицко, Б.В. Власенко – Новосибирск: Наука, 1976. – 188 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусей В.І.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

УДК 504.3.054

© В.А. Зберовский

МЕТОДИКА РАСЧЁТА ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ ВЫХЛОПНЫМИ ГАЗАМИ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ДИЗЕЛЬНЫХ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ

Разработана методика расчёта концентрации выхлопных газов в атмосфере при эксплуатации автотранспортных средств в карьере и на прилегающей к нему территории, которая учитывает криволинейность осевой линии факела распространения вредности от источника путем ее аппроксимации линией тока воздушного потока, проходящей через источник вредности, что повышает точность расчёта и позволяет учесть сложный урборельеф территории.

Розроблено методику розрахунку концентрації вихлопних газів в атмосфері при експлуатації автотранспортних засобів в кар'єрі і на прилеглий до нього території, яка враховує криволінійність осьової лінії факела поширення шкідливості від джерела шляхом її апроксимації лінією струму повітряного потоку, що проходить через джерело викиду, що підвищує точність розрахунку і дозволяє врахувати складний урборельєф території.

Developed a method for calculating the concentration of exhaust gases in the atmosphere at eksplua-tation vehicles in career and the surrounding area, which takes into account the curvilinear center line in the plume spread hazard from the source by its approximation streamline airflow passing through the source of the harm-that improves the accuracy of the calculation and allows to consider complex urborelef territory.

Введение. Карьерные автосамосвалы и большегрузные дизельные грузовые технологические автомобили являются интенсивными передвижными источниками загрязнения воздуха продуктами сгорания дизельного топлива. Количество одновременно эксплуатируемых автотранспортных средств в карьере и на прилегающей к нему территории может достигать 400–500 автомобилей, что приводит к повышению концентрации вредных веществ в атмосфере окружающей среды. Выхлопные газы дизельных автосамосвалов представляют сложную многокомпонентную смесь в состав которой входят такие токсичные вещества как: окись углерода, углеводородные соединения, альдегиды, окислы азота, диоксид серы, твердые частицы сажи, а также полициклические ароматические

углеводороды, наиболее активным из которых является канцерогенное вещество – бензапирен.

Сложный рельеф карьера и прилегающей в радиусе 1–5км территории окружающей среды с отвалами горных пород, хвостохранилищами, дамбами, гидросооружениями и селитебной зоной с застройками жилых районов делает задачу расчёта загрязнения атмосферы выхлопными газами автомобилей традиционными методами чрезвычайно сложной и очень приближенной. Наибольшую сложность в расчётах загрязнения атмосферы представляет расчёт поля концентрации от передвижных источников, в частности карьерных автосамосвалов и дизельного грузового большегрузного технологического автотранспорта.

В этой связи исследования загрязнения атмосферы выхлопными газами при эксплуатации дизельных карьерных автосамосвалов является актуальной научно-практической задачей, которая относится к перечню приоритетных направлений развития науки и техники до 2020 года (п.4 «Рациональное природопользование», Закон Украины от 12.10. 2010 № 2519-VI) и совпадает с перечнем приоритетных тематических направлений научных исследований и научно-технических разработок на период до 2015 года по направлению «Технология очистки и предотвращения загрязнения атмосферного воздуха», утвержденных Постановлением КМУ от 07.09.2011 г. № 942.

Формулировка цели исследований. Цель работы – повышение эффективности расчётов загрязнения атмосферы вредными выхлопными газами при эксплуатации карьерных автосамосвалов и дизельного грузового большегрузного технологического автотранспорта с учетом сложного урборельефа территории.

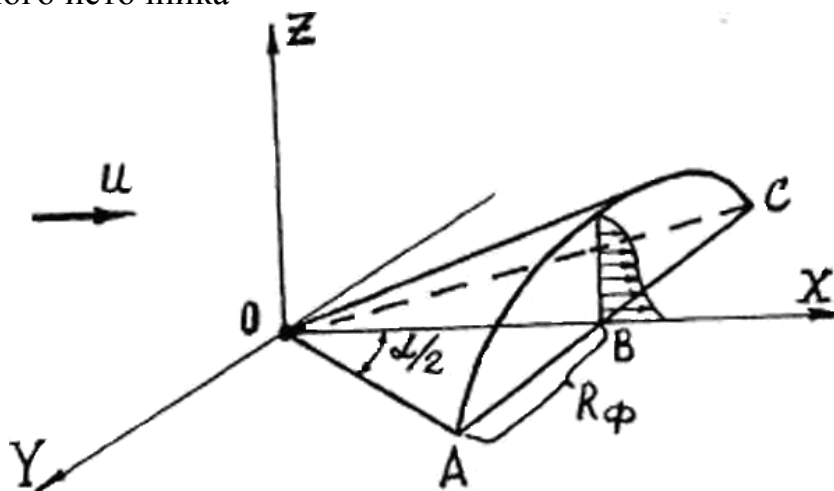
Изложение основного материала исследований. Математическое моделирование при изучении состояния атмосферы в карьерах и окружающей среде является важнейшей составной частью научно-исследовательских и практических задач защиты атмосферы при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. При теоретических расчётах и прогнозе загрязнения атмосферы должны учитываться гидрометеорологические и климатические факторы, технологические условия и особенности горного производства, наличие современных технических средств нейтрализации выхлопных газов и геоинформационное обеспечение при эксплуатации горнотранспортного оборудования на карьерах. Например, применение ГИС-технологий и радионавигационных систем на транспорте, позволяет с достаточной точностью в реальном масштабе времени получать цифровую информацию о метеоданных, определять местоположение и скорость автотранспортных средств, вес перевозимого груза, текущий расход топлива, интенсивность пыли и газовой выделений, режим нагрузки двигателя и т.д., автоматически передавать эти данные в диспетчерский центр для накопления, обработки и последующего применения при решении задач контроля чистоты атмосферы в карьере и окружающей среде.

Известно, что общая загазованность атмосферы на любой территории складывается из наслаивающихся друг на друга составляющих, обусловленных первичным фоном, а также площадными, линейными и точечными стационар-

ными и передвижными источниками вредностей. Таким образом, прогноз газовой обстановки в атмосфере в целом базируется на расчете составляющих концентраций вредностей в произвольной точке пространства от всех площадных, точечных и линейных источников, факелы распространения вредностей которых проходят через эту точку. Учитывая, что, в первом приближении, дороги по которым двигаются большегрузные карьерные автосамосвалы являются квазистационарным источником вредностей, то весь серпантин дорог можно рассматривать как совокупность отдельных, сравнительно прямолинейных участков линейных источников вредностей.

Теоретические схемы факела распространения вредностей на плоскости, согласно [1, 2], приведены на рис. 1.

А) от точечного источника



Б) от линейного источника

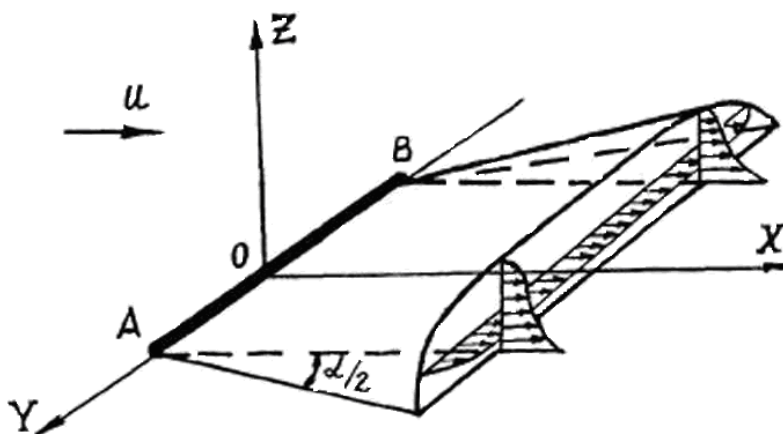


Рис. 1. Теоретические схемы факела распространения вредностей на плоскости

Известные расчетные зависимости были получены для условий распределения теоретических факелов вредностей на плоскости при прямолинейной оси факела, при этом концентрация газа в произвольной точке факела с координатами x, y, z может быть определена по следующим формулам [1, 2].

а) для точечного источника

$$C = \frac{kG}{x^2 \psi_{гр}^2 u} \exp \frac{-6,3 \sqrt{(y^2 + z^2)}^{1,3}}{\psi_{гр} x^{1,3}} + C', \text{ мг/м}^3 \quad (1)$$

б) для линейного источника

$$C = \frac{kG}{x^2 \psi_{гр}^2 L_{и} u} \exp \frac{-3,9 z^2}{\psi_{гр} x^2} + C', \text{ мг/м}^3, \quad (2)$$

где, k – экспериментальный безразмерный коэффициент пропорциональности, который при прямоточной схеме проветривания для источников вредностей, расположенных над поверхностью уступа, принимается $k = 3$; G – интенсивность источника вредностей, мг/с; u – скорость воздушного потока у точечного или средняя по длине линейного источника, м/с; $L_{и}$ – длина линейного источника, м; C' – концентрация вредности в воздухе, поступающем к источнику (фон), мг/м³; $\psi_{гр}$ – тангенс угла раскрытия факела распространения вредностей α ; рассчитывается по эмпирической формуле:

$$\psi_{гр} = \text{tg } \alpha = k' \frac{u}{u_1} + b,$$

здесь k' и b – безразмерные коэффициенты, которые при прямоточной схеме проветривания для источников, расположенных над поверхностью уступа, принимаются $k' = b = 0,5$; u_1 – минимальная скорость воздушного потока, при которой аэродинамические силы преобладают над термическими: $u_1 = 1$ м/с.

В формулах (1) и (2) не учитывается влияние турбулентности и рельефа территории, а также криволинейность и флуктуация осевой линии факела распространения вредностей в атмосфере, что снижает точность расчётов концентрации вредностей, особенно у подстилающей поверхности, где влияние турбулентности и урборельефа особенно велико.

Так как при установившемся движении линии тока совпадают с траекториями газовых частиц, то распространение вредных примесей в атмосфере принято таким, при котором ось факела вредности совпадает с линией тока воздушного потока, проходящего через источник вредностей.

С учетом такой постановки задачи, при наличии цифровых карт и планов автодорог местности, а также оборудования автотранспортных средств приборами GPS предложена следующая методика расчёта поля концентраций выхлопных газов в атмосфере от каждого источника вредностей с учетом наложения газовых факелов в зоне их распространения. За расчетную предложена схема факела распространения вредностей в атмосфере согласно рис. 2.

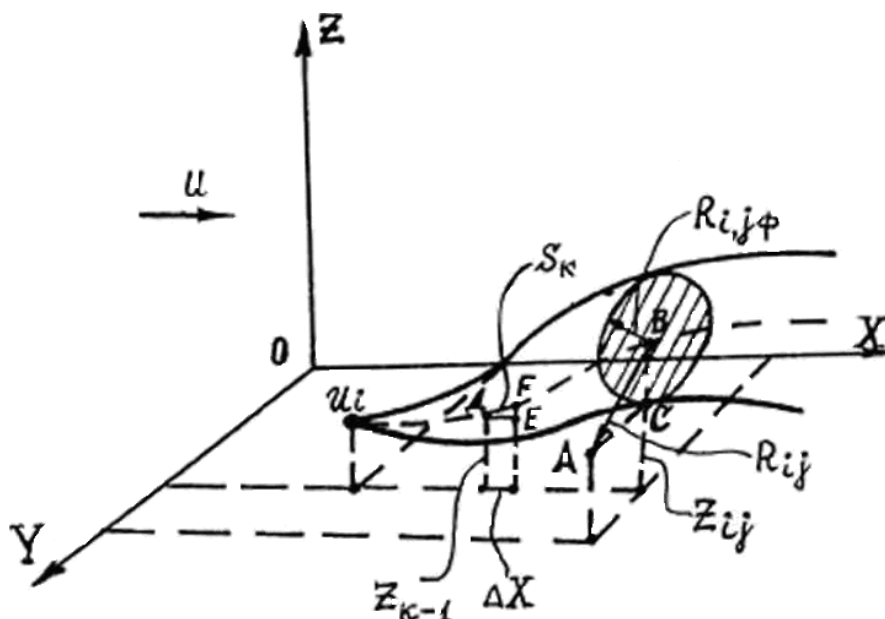


Рис. 2. Расчетная схема факела распространения вредных газов в атмосфере

Основные положения методики расчёта концентрации выхлопных газов в атмосфере при эксплуатации автотранспортных средств в карьере и на прилегающей к нему территории заключается в следующем:

1. Автодорога условно разбивается на прямые и криволинейные отрезки, с выделением характерных точек отрезков дороги с разными уклонами, кривизной, конструкцией дорожного покрытия и т.д.. Массив этих точек формируется как база данных и хранится в ПЭВМ для обработки исходной информации и дальнейших расчетов;

2. Определяется тип схемы естественного проветривания карьера по каждому румбу розы ветров и фоновая концентрация вредностей в карьере от внешних источников, расположенных на подветренной стороне карьера;

3. С использованием цифровой модели территории в заданный момент времени определяется скорость и направление ветрового потока в любой характерной точке автодороги и строится поле скоростей по следующей методике:

а) План территории с нанесенными на него источниками вредности заданной интенсивности помещается в первый квадрат координатной плоскости XOY таким образом, чтобы направление оси абсцисс совпадало с направлением ветрового потока (рис. 2).

б) Нумеруются точечные источники вредности от $i = 1$ до $i = n$ и определяются их координаты.

в) Нумеруются расчетные точки карьерного пространства, концентрации вредностей в которых необходимо вычислить, от $j = 1$ до $j = m$ и определяются их координаты.

г) Используя программу расчета прямого обтекания карьера [3], определяются скорости воздушного потока у точечных источников u_i и аппликаты Z_k точек линий тока, исходящих из источников. При этом точки на линиях тока выбираются с равным интервалом по оси абсцисс $\Delta x = x_k - x_{k-1}$ от источника до

границы заданной территории в соответствующем сечении так, что всем точкам одной и той же линии тока соответствует одна и та же ордината источника y_i .

д) Для каждой расчетной точки производится проверка всех имеющихся источников на соблюдение поочередно двух критериев. Первый критерий имеет вид

$$x_j > x_i \quad (3)$$

и выполняется для источников, находящихся до расчетной точки по ходу ветра. Второй критерий имеет запись

$$R_{ij} < R_{\phi ij} \quad (4)$$

и выполняется для источников, в факелы вредности которых попадает расчетная точка. При этом, согласно рис. 2, R_{ij} – расстояние от j -й точки до осевой линии факела i -го источника, м; $R_{\phi ij}$ – радиус поперечного сечения факела i -го источника, проведенного через j -ю точку (радиус действующего сечения факела), м.

Для расчета $R_{\phi ij}$ используем полученное из треугольника АОВ (см. рис. 1а) соотношение $R_{\phi ij} = (x_j - x_i) \operatorname{tg}(\alpha_i/2)$, а для расчета R_{ij} – соотношение,

следующее из треугольника АВС (см. рис. 2), $R_{ij} = \sqrt{(y_j - y_i)^2 + (Z_j - Z_{ij})^2}$,

где Z_{ij} – аппликата центра поперечного сечения i -го факела, проходящего через j -ю точку. Величину Z_{ij} определяем посредством интерполяции заданной таблично зависимости аппликат точек i -го факела от их абсцисс $Z_{\phi i}$ ($x_{\phi i}$) для значения $x_{\phi i} = x_j$.

е) Если критерий (3), а затем критерий (4) соблюдаются, то есть i -й источник представляет опасность загрязнения в j -й точке, рассчитывается соответствующая составляющая концентрации вредности по уравнению (1), которое с учетом криволинейности осевой линии факела принимает вид

$$C_i = \frac{3G_i}{S_{ij}^2 \psi_{\text{гр}i}^2 u_i} \exp \frac{-6,3}{\psi_{\text{гр}i}} \left(\frac{R_{ij}}{S_{ij}} \right)^{1,3}, \quad (5)$$

где S_{ij} – длина отрезка осевой линии i -го факела вредности (линии тока) от источника до j -го действующего сечения (длина пройденных отрезков пути). Величину S_{ij} определяем посредством интерполяции заданной таблично зависимости пройденных отрезков для k -х точек i -го факела от их абсцисс $S_{\phi i}$ ($x_{\phi i}$) для значения $x_{\phi i} = x_j$.

Каждый k -й элемент этой зависимости вычисляется по формуле

$$S_k = S_{k-1} + \sqrt{\Delta x^2 + (Z_k - Z_{k-1})^2}, \quad (6)$$

где первый член означает отрезок пути, пройденный факелом до $(k-1)$ -й точки (для $k = 1$, $S_{k-1} = 0$), а второй член – приращение пути от $(k-1)$ до k -й точки, графически представляющий гипотенузу прямоугольного треугольника DEF на рис. 2.

ж) Определяется общая концентрация вредностей в j-й точке от точечных источников как сумма составляющих концентраций от каждого источника и фоновой концентрации C'_j , в j-й точке.

$$C_j = C'_j + \sum_{i=1}^n C_{ij} \quad (7)$$

4. С применением GPS навигации определяется текущий расход топлива, скорость и направление движения автосамосвалов в данный момент времени и рассчитывается интенсивность газовыделения в каждой заданной точке на автодороге;

5. Выполняется расчет фактических значений концентрации вредностей в любой точке факела по выражению (5), которые являются исходными данными для формирования общей базы данных и построения электронной карты загрязнения атмосферы вдоль трассы автодорог и в прилегающей территории выбросами автотранспортных средств.

Разработанная методика дает возможность построения аналитической модели загрязнения атмосферы вдоль трассы автодороги, позволяет определить границы и объемы зон с концентрацией вредностей превышающей предельно допустимую, графически отобразить распространение факела вредностей при движении карьерных автосамосвалов по дороге в любой момент времени с учетом розы ветров и метеорологической обстановки.

Выводы.

Предложенная методика позволяет в реальном масштабе времени оценить и выделить опасные по фактору загрязнения атмосферы участки дороги в карьере и на прилегающей к нему территории при различных аэрологических и метеорологических ситуациях.

Методика расчёта учитывает криволинейность осевой линии в факеле распространения вредности от источника путем ее аппроксимации линией тока воздушного потока, проходящей через источник вредности, что повышает точность расчёта и позволяет учесть сложный урборельеф территории.

Разработанная методика расчёта концентрации выхлопных газов в атмосфере при эксплуатации дизельных карьерных автосамосвалов может быть использована как элемент экологического контроля режимов движения автосамосвалов в карьере и на прилегающей к нему территории и как один из управляющих алгоритмов в автоматизированной системе экологического мониторинга чистоты атмосферы окружающей среды.

Список литературы

1. Никитин В.С., Битколов Н.З. Проветривание карьеров.- М.: Недра, 1975.- 253 с.
2. Ушаков К. З., Михайлов В. А. Аэрология карьеров.- 2-е изд. перераб. и доп. / Под ред. В.В. Ржевского.- М.: Недра, 1985.- 272 с.
3. Кременчуцкий Н.Ф. и др. Алгоритмы и программы расчета параметров естественного проветривания карьеров // Инф. листок № 86-038.- Запорожье, ЦНТИ, 1986.- 4с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

К ВОПРОСУ РАЗРАБОТКИ САПР ГИДРОПОДЪЕМОВ В СОСТАВЕ СУДОВЫХ ДОБЫЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Рассмотрены особенности разработки САПР гидротранспортных систем в составе горно-морского предприятия. Предложена блочно-иерархическая структура САПР эрлифтных и насосных гидроподъемов, реализуемая посредством пакета научно-исследовательских программ, находящихся в стадии активной разработки в рамках математического и программного обеспечения САПР.

Розглянуто особливості розробки САПР гідротранспортних систем у складі гірничо-морського підприємства. Запропонована блоково-ієрархічна структура САПР ерліфтних і насосних гідропідйомів, що реалізується за допомогою пакету науково-дослідних програм, які знаходяться у стадії активної розробки в межах математичного і програмного забезпечення САПР.

The CAE development features of hydro-transport systems within marine mining enterprise are considered. The block-hierarchical structure for CAE of air-lift and pump hydraulic hoists is offered, that is realized by means of research software package, being in the stage of active development within the mathematical and programmatic framework of CAE.

Введение. Проектные задачи разработки оборудования для промышленного освоения глубоководных океанских месторождений полезных ископаемых являются, по сути, пионерскими. Ввиду сложности условий функционирования глубоководных гидроподъемов, сопоставимой с космической отраслью, приходится отказываться от сложившихся стереотипов проектирования традиционной горной техники. Конечно, говорить о создании систем автоматизированного проектирования горно-морских предприятий (ГМП), безусловно, преждевременно. Данный процесс требует огромных затрат интеллектуального труда и времени. С другой стороны, некоторые разработки уже сегодня могут служить основой создания математического и программного обеспечений САПР, особенно пакета научно-исследовательских программ.

Целью данной работы является разработка блочно-иерархической структуры автоматизированного проектирования насосных и эрлифтных установок в составе горно-морского предприятия, и соответствующего математического и программного обеспечений.

Изложение основного материала исследований. Задачи создания математического обеспечения (МО) и программного обеспечения (ПО) имеют ряд характерных особенностей, обусловленных спецификой горно-морских добычных комплексов, относящихся к объектам «высокой сложности» согласно классификации САПР (ГОСТ 23501.108-85). Очевидно, что математическое обеспечение проектирования установок должно адекватно описывать исследуемые физические процессы. Вместе с тем, реализовать уже разработанные элементы МО можно, вообще говоря, различными способами (различные численные методы на микро, макро и мета уровнях), что в значительной степени предопределяет структуру и функциональность программного обеспечения. Поэтому, для новой области использования горного оборудования, МО целесообразно строить с учетом возможностей и ограничений современной вычислительной техники в плане корректной программной реализации (рациональность, надеж-

ность, быстроедействие) всех компонент математического обеспечения. Сегодня такой подход при решении задач автоматизированного проектирования уникальных машиностроительных конструкций представляется наиболее эффективным.

Гидроподъем функционально, технологически и кинематически является связующим звеном между донным и надводным блоками ГМП, что является основополагающим фактором структуры САПР [1]. Так, параметры гидроподъема априори зависят от выбранной технологии ведения горных работ, возможностей добычного оборудования донного блока, и в первую очередь производительности агрегата сбора (АС), системы управления ГМП и т.д. С другой стороны, геометрия трубного става (ТС) и его равновесная форма, непосредственно определяющие прочность конструкции и устойчивость процесса транспортирования гидросмеси посредством аэродинамических коэффициентов существенно влияют на скорость движения судна-носителя (особенно при маневрах) и мощность маршевых движителей. Кроме того, форма ТС кинематически «отвечает» за непосредственный контакт рабочего органа АС с разрабатываемым пластом, что особенно актуально для буксируемого агрегата сбора. А в конечном итоге, с производительностью гидроподъема связаны выбор мощности и типа обогатительного оборудования, объем хранилища концентрата на судне-носителе и другие факторы, определяющие базовую компоновку машин и агрегатов судовых добычных комплексов (рис. 1) [2].

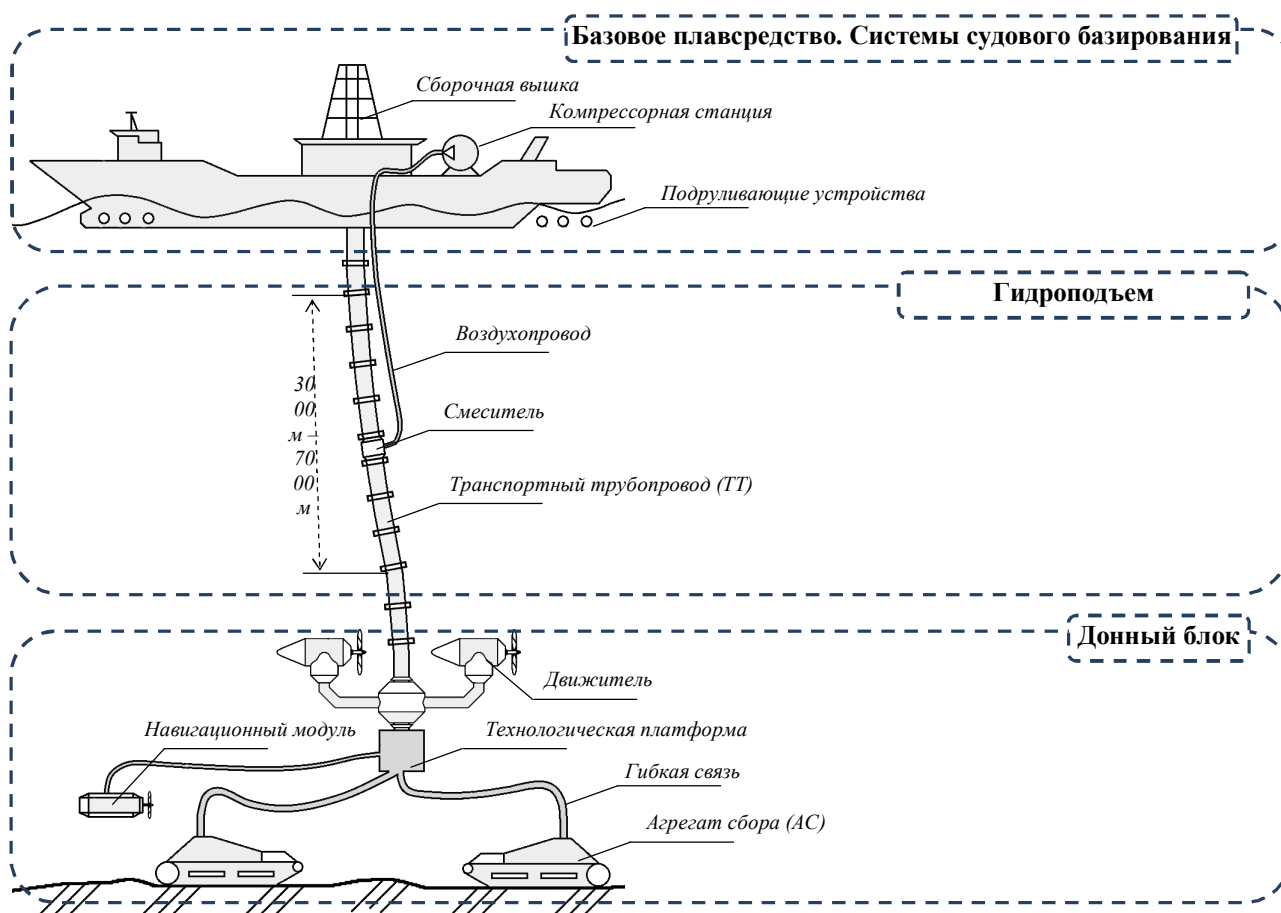


Рис.1. Горно-морской добычной комплекс

Многообразие и сложность взаимосвязанных задач определяют общую структуру проектирования гидроподъемов как многоуровневый иерархический объект, что нашло отражение в морфологической структуре проектирования гидроподъемов в составе ГМП (рис. 2). Реализация общей структуры достигалась путем уровневой декомпозиции процесса проектирования за счет модульного принципа решения задач теории упругости, гидроаэроупругости и гидродинамики многофазных течений в сопряженной постановке.

Необходимо подчеркнуть, что предметом авторских разработок является только гидроподъем (блоки, выделенные обычным шрифтом), а блоки, выделенные курсивом, приведены с целью указания их места и связей в общей структуре проектирования всего морского горнодобывающего предприятия.

Проектирование гидроподъемов связано с решением целого ряда задач [1]:

- определением статических и динамических характеристик напряженно-деформированного состояния транспортного трубопровода (ТТ);
- расчетом основных конструктивных, расходных и энергетических параметров установки;
- определением пространственной формы ТТ при его буксировке в толще воды;
- разработкой локальных систем регулирования расходных параметров гидроподъема и др.

Расчетное определение нагрузок – наиболее ответственный этап процесса проектирования, стимулируемый развитием компьютерной техники и методов вычислительной математики. Разработанные математические модели гидроупругого взаимодействия элементов ТС с окружающей морской средой и протекающей пульпой, а также расчетные схемы опираются на моделирование става в виде конечной совокупности стержней с постоянными по длине механическими и геометрическими характеристиками и учитывают следующие характерные черты и особенности конструкции [2]:

- кусочно-постоянный по длине ТТ закон изменения геометрических, механических и физических параметров, а также наличие сосредоточенных элементов;
- распределенные и сосредоточенные статические и динамические нагрузки, образующие пространственную схему сил;
- асимметричность поперечного сечения трубной системы подъема относительно оси центрального транспортного трубопровода;
- вертикальные и поперечные (попутные и боковые) колебания трубного става около положения равновесия;
- ступенчатую деформированную форму подвижного транспортного трубопровода при расчете гидравлических параметров течения пульпы.

Предварительное определение (задание) производительности агрегата сбора самоходного или буксируемого типа

Выбор параметров отмывочного и дробильного оборудования

Определение параметров перекачного насоса, а также гибкой связи в случае самоходного агрегата сбора

Определение параметров бункера-дозатора и шнекового питателя

I УРОВЕНЬ: Предварительное определение параметров гидроподъема

Предварительное определение внутренней геометрии вертикального транспортного трубопровода упрощенными методами гидравлического расчета.

Выбор компоновки ТС по предварительным аэрогидродинамическим исследованиям

Предварительное определение параметров НДС вертикального транспортного трубопровода упрощенными методами прочностного расчета

II УРОВЕНЬ: Определение параметров

Статика:

- Определение силы веса и силы Архимеда
- Определение прочностных параметров ТС, местоположений и параметров разгрузочных устройств, поплавков на проблемных узлах

Динамика:

- Определение собственных частот, форм и динамических напряжений вынужденных колебаний. Расчет параметров спайдерного устройства
- Определение суммарных напряжений
- Проверка возможности резонанса

Квазистатика:

- Определение аэрогидродинамических коэф-фициентов элементов ТС, технологической платформы, обтекателей; выдача исходных данных для определения мощности двигателей судна
- Определение формы ТТ. Расчет параметров устройств управления формой ТТ (двигатели судна, ТТ и технологической платформы; канатные лебедки полиспастной системы)
- Уточнение поверхностных сил
- Уточнение прочностных параметров ТТ

III УРОВЕНЬ: Определение нестационарных гидродинамических характери-

Определение параметров автоколебаний и напряжений при галопировании

Уточнение прочностных параметров ТТ

Уточнение суммарных напряжений

Определение области аэрогидроупругой устойчивости ТС и корректировка конструкции ТС путем включения специальных элементов

Уточнение формы ТТ

Проверка возможности резонанса

IV УРОВЕНЬ: Определение конструктивных, расходных и энергетических пара-

Насосный вариант:

- Уточнение конструктивных параметров насосного трубопровода и расходных параметров потока пульпы для достижения максимальных к.п.д.
- Выбор насосных агрегатов, схемы их подключения, способов регулирования, запорно-регулирующей арматуры, определение кавитационного запаса

Эрлифтный вариант:

- Уточнение глубины погружения смесителя, диаметра подводящего трубопровода, длин и диаметров ступеней подъемного трубопровода, расходных параметров потока гидросмеси для достижения максимальных к.п.д.
- Расчет параметров пневмосети и выбор компрессорной станции

Уточнение формы ТТ с учетом внутреннего потока гидросмеси

Уточнение конструктивных параметров гидроподъема с использованием экономико-математического моделирования

Диагностические тесты:

- Проверка транспортирующей способности потока
- Проверка динамической устойчивости ТС
- Проверка параметри-

Выбор спускоподъемных устройств для монтажа-демонтажа подводного оборудования

Определение емкости трюма для хранения концентрата

Уточнение мощности маршевых двигателей и выбор подруливающих устройств судна-носителя

Рис. 2. Блочная-иерархическая структура САПР гидроподъема в составе ГМП

Структура САПР гидроподъема содержит четыре уровня. Первый уровень предусматривает нахождение предварительных геометрических и расходных параметров глубоководного гидроподъема (ГГ), обеспечивающих соответственно целостность конструкции и устойчивость транспортирования гидросмеси, в упрощенной постановке без учета ряда факторов. Эти параметры корректируются на последующих трех итерационных уровнях уже с учетом специфики эксплуатации морских гидроподъемов. Так, на втором уровне определяется пространственно-деформированная форма трубного става и рассматриваются вопросы обеспечения прочности его конструкции с учетом колебаний на морском волнении, решение которых, однако, не гарантирует транспортирование пульпы в зоне оптимальных по энергоемкости параметров. Информация по частотному спектру нужна для отстройки от возможных резонансных режимов путем изменения массовых и упругих характеристик конструкции. Третий уровень определяет форму и динамическую устойчивость трубного става с учетом аэрогидроупругих автоколебаний, вследствие взаимодействия с окружающей морской средой, после чего уточняются суммарные напряжения. Четвертый уровень определяет конструкцию и расходные параметры гидроподъемов для достижения максимальных к.п.д. установок.

Предлагаемая структура организует последовательное решение задач всех иерархических уровней с передачей результатов на нижележащие уровни в виде соответствующих ограничений или условий решения задач этих уровней [3].

Анализ приведенной структуры показывает, что в качестве основной передаточной функции различных уровней иерархии выступает форма трубопровода, определяемая в конечном итоге взаимовлиянием упругих, гидродинамических (внешнее обтекание, течение пульпы) и энергетических параметров.

Кроме того, в процессе разработки таких сложных конструкций с известной степенью неопределенности исходных данных (параметры ветроволнового режима, подводных течений и др.) следует уже на стадии проектирования предусмотреть принципиальные способы и средства локальных систем регулирования эксплуатационных параметров установок, что является новым научно-прикладным результатом. Поэтому для реализации основных принципов проектирования гидроподъемов в составе ГМП и управления технологическими процессами в рамках единой концепции в блочно-иерархической структуре предусмотрены следующие средства управления, которые укрупнено можно разбить на четыре группы:

1. Регулирование расходных характеристик течения пульпы в транспортном трубопроводе с целью минимизации удельных энергозатрат. Управляемыми параметрами будут плотность и скорость течения смеси, которые регулируются путем изменений скорости вращения шнекового питателя, подающего твердый материал из бункера-дозатора, и расхода морской воды.

2. Регулирование пространственной формы ТС, приближая ее к вертикальной, может осуществляться следующими способами:

- изменением скорости и траектории движения судна в случае гибкой связи ТС с агрегатом сбора;

- размещением в определенных местах трубного става специальных винтовых движителей;
- размещением на технологической платформе мощного подруливающего устройства;
- канатными лебедками полиспасной системы, соединяющими судно-носитель с различными участками трубного става.

3. Регулирование параметров автоколебательных процессов с целью снижения интенсивности вибраций сводится к разработке специальных мероприятий, направленных на нарушение периодичности вихреобразований, уменьшение нестационарного гидродинамического воздействия и увеличение гидродинамического демпфирования [2].

4. При вынужденных колебаниях наиболее приемлемой является частотная отстройка, т.е. изменение собственной частоты колебаний ТС по отношению к частоте возбуждающей силы. С этой целью конструкцию ТС следует сделать модельно управляемой. Например, управлять упругим шарнирным опиранием переменной жесткости в спайдерном устройстве, снабдить технологическую платформу управляемыми обтекателями для изменения ее инерционных характеристик и т.д.

В основе блочно-иерархической структуры заложен итерационный подход. Переход на следующую итерацию происходит путем возвращения к уровню II с последовательным прохождением всех ее пунктов. Данная структура предполагает дальнейшее совершенствование по мере углубления теоретических разработок и накопления данных экспериментальных исследований.

Для воплощения сложного математического обеспечения в программном коде было принято решение прибегнуть к помощи нескольких свободно-распространяемых хорошо зарекомендовавших себя библиотек.

Для работы с многомерными массивами хорошо подходит библиотека Armadillo [4], распространяемая по лицензии GNU LGPL. За счет интеграции Armadillo с пакетом MKL достигается высокая производительность расчетов.

Для специфических научных расчетов применяется Blitz++ [5]. Библиотека является Open Source проектом и основана на темплейтах, которые несут метаинформацию для компилятора. Используя её, компилятор генерирует оптимальный код, специфичный для указанного типа процессора, что позволяет добиться максимальной производительности.

Несколько сложных задач удается решить методом символьных вычислений благодаря мощной C++ библиотеке GiNaC [6], предназначенной для создания интегрированных систем, в которых символьные манипуляции сочетаются с численными методами. Библиотека является свободно-распространяемой (лицензия GNU GPL) и отличается удобным API (Application Layer Interface). Главным достоинством данной библиотеки является использование технологии CLN(Common Lisp Numbers) для решения дифференциальных уравнений.

Учитывая, что все выбранные библиотеки написаны на языке программирования C++, видится целесообразным вести разработку пакета научно-исследовательских программ на этом же языке. Как известно, слабым местом языка C++, точнее связанных с ним библиотек, сред и средств разработки, яв-

ляется скучные либо неудобные по современным меркам возможности по созданию графических интерфейсов. Здесь существует несколько основных путей преодоления данного неудобства.

Первый путь заключается в отказе от Native-UI («родной» интерфейс операционной системы) в пользу Web-интерфейса. Сегодня это популярный подход на рынке ПО, позволяющий относительно легко портировать конечный программный продукт на большинство распространенных платформ, включая мобильные ОС. Смысл подхода заключается в том, что программный продукт делится на два отдельных модуля: серверную часть (логика приложения) и клиентскую часть (пользовательский интерфейс). При портировании на каждую новую платформу изменениям подлежит только клиентский модуль, где, по большому счету, просто заменяется «web-движок», наиболее подходящий для целевой платформы. Однако данный способ достаточно эффективен для ПО ориентированного на массового потребителя, и, пожалуй, является малоприменимым для уникальных машиностроительных комплексов.

Второй путь состоит в том, что C++ код всегда можно «переложить» на платформу Microsoft .Net Framework (либо его linux-аналог MONO [7]), хотя и основательно повозившись.

Третий путь заключается в построении пользовательского интерфейса средствами бесплатной версии кроссплатформенного C++ фреймворка Qt 4.x.[8]. Выбор был сделан в пользу последнего варианта, хотя он имеет и ряд недостатков относительно второго.

Приведенные соображения использованы при разработке пакета прикладных программ, реализующего научно-исследовательские задачи САПР глубоководных гидроподъемов.

Выводы

1. Разработана блочно-иерархическая структура САПР глубоководных гидроподъемов в составе горно-морских предприятий с учетом соответствующих связей и ограничений со стороны смежных систем.

2. Предложен оригинальный подход для решения задач автоматизированного проектирования насосных и эрлифтных установок, основанный на разработке математического и программного обеспечения в сопряженной постановке.

3. В представленной блочно-иерархической структуре САПР реализованы принципы проектирования гидроподъемов в составе горно-морских предприятий и управления технологическими процессами в рамках единой концепции.

4. Разработаны программные модули по расчету напряженно-деформированного состояния трубного става и гидродинамических параметров гетерогенных потоков в проточных частях гидроподъемов.

Список литературы

1. Кириченко Е.А. Научное обоснование параметров трубных систем для гидроподъема полезных ископаемых: автореф. дис. на соискание научн. степени докт. техн. наук: спец. 05.05.06 «Горные машины» / Кириченко Евгений Алексеевич; Гос. высшее уч. заведение «Нац. горный ун-т». – Днепропетровск, 2001. – 38 с.

2. Кириченко Е.А. Механика глубоководных гидротранспортных систем в морском горном деле: [монография] / Евгений Алексеевич Кириченко. – Д.: Национальный горный университет, 2009. – 344 с.
3. К вопросу разработки способа автоматизированного управления переходными режимами в глубоководных эрлифтах / В.Е. Кириченко // Науковий вісник НГУ. – Дніпропетровськ: НГУ. – 2008. – № 11. – С. 71 - 75.
4. «Armadillo» C++ библиотека для решения задач линейной алгебры и матричных вычислений [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://arma.sourceforge.net/> – Название с домашней страницы интернет.
5. «Blitz++». C++ библиотека для быстрых математических расчетов [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://blitz.sourceforge.net/> – Название с домашней страницы интернет.
6. «GiNaC». Мощная математическая библиотека с богатыми возможностями символьных вычислений [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.ginac.de/> – Название с домашней страницы интернет.
7. «MONO». Кроссплатформенный .Net фреймворк с открытым исходным кодом [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.mono-project.com> – Название с домашней страницы интернет.
8. «QT». Кроссплатформенный C++ фреймворк с открытым исходным кодом. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://qt.digia.com>, <http://qt-project.org> – Название с домашней страницы интернет.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мещеряковим Л.І.
Надійшла до редакції 03.11.2014*

УДК 550.428:553.93

© В.В. Ишков, Е.С. Козий

О КЛАССИФИКАЦИИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПО СОДЕРЖАНИЮ ТОКСИЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ С ПОМОЩЬЮ КЛАСТЕРНОГО АНАЛИЗА

Рассмотрены особенности использования кластерного анализа для классификации угольных пластов по содержанию токсичных элементов.

Розглянуто особливості використання кластерного аналізу для класифікації вугільних шарів щодо вмісту токсичних елементів.

There were considered features to apply cluster analysis to classify coal seams as for toxic elements content.

Изучение концентраций токсичных и потенциально токсичных элементов в углях пластов Красноармейского геолого-промышленного района обусловлено ужесточением требований к охране окружающей среды. Актуальность таких исследований обусловлена рядом Законов Украины, постановлениями Кабинета Министров, а также требованиями ГКЗ к качеству и содержанию геологических материалов при разведке угольных месторождений.

Научный и практический интерес вызывает установление возможностей классификации угольных пластов района по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов на основании результатов различных методов

кластерного анализа. К сожалению, эта проблема оставалась до настоящего времени практически не исследованной.

Использование кластерного анализа в целях классификации имеет ряд преимуществ, так как позволяет выполнить разбиение множества исследуемых объектов и признаков на однородные в соответствующем понимании группы или кластеры, а также выявить внутреннюю структуру (на разных иерархических уровнях) изучаемой выборочной совокупности. В то же время, как и любой другой метод, кластерный анализ имеет определенные недостатки. В частности, состав и количество кластеров зависит от выбираемых критериев группировки («стратегии классификации»), а применение различных методов, соответствующих различным концептуальным подходам к выделению таксонов, к одним и тем же выборкам, может привести к существенно отличающимся результатам. Таким образом, характерной особенностью кластерного анализа, в отличие от других методов многомерной статистики, служит сильная зависимость получаемых результатов от априорных установок исследователя на содержательном уровне. В связи с этим в данной работе основными задачами являлись: анализ результатов кластеризации угольных пластов различными методами, реализованными в одной из наиболее популярных профессиональных статистических программ «STATISTICA 6.0» [1] и выбор наиболее оптимального из них.

Для выполнения кластерного анализа в программе предлагается семейство иерархических агломеративных методов, двухходового объединения и итеративный дивизимный метод К-средних.

Метод двухходового объединения используется при одновременной кластеризации как наблюдений так и переменных. В этом случае ожидается, что и наблюдения и переменные одновременно вносят вклад в выявление кластеров которые дальше интерпретируются в геологических понятиях. Главным недостатком метода являются проблемы с понятийной интерпретацией результатов, которые являются следствием того, что расстояние между разными кластерами может определяться различиями в переменных.

Проблематичность понятийной интерпретации результатов анализа не дает возможности для его использования в качестве оптимального метода решения поставленной задачи классификации.

Использование **итеративного дивизимного метода К-средних** в целях оптимальной классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов в угле имеет существенные недостатки. Для него характерна присущая всем итеративным дивизимным методам проблема субоптимальных решений, которые заключаются в неудачных исходных разбиениях выборочных совокупностей. Необходимо отметить, что итерации по методу К-средних очень чувствительны к неудачным случайным разбиениям, к тому же все еще более усложняется при случайном выборе начального разбиения реализованного в программе. Его использование подразумевает существование априорных гипотез относительно числа кластеров (по наблюдениям или по переменным) а результат кластеризации представленный в виде системы таблиц, не позволяет наглядно и однозначно выявить и визуализировать структуру классификации.

Перечисленные недостатки метода не позволяют рассматривать его в качестве оптимального для классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов в угле.

Семейство иерархических агломеративных (объединяющих) методов реализованных в программе относится к наиболее часто используемым группам кластерного анализа. Все они заключаются в последовательном объединении наиболее схожих объектов, которое можно визуализировать в виде древовидной диаграммы – дендрограммы (которая графически отображает иерархическую структуру матрицы сходства объектов). Такая наглядность результатов кластеризации является существенным достоинством этих методов. Как правило, в дендрограмме по горизонтали указываются кластеризуемые объекты, а по вертикали – значения межклассовых расстояний, при которых происходит их объединение (коэффициент слияния или дистанция объединения). При этом в результате анализа формируются группы не перекрывающихся кластеров, причем каждый кластер является элементом более широкого кластера на более высоком уровне сходства. Такой подход не требует профессиональной подготовки исследователя в области матричной алгебры или многомерной статистики, и в то же время позволяет однозначно интерпретировать результаты в геологических понятиях.

По способу группировки или «стратегии классификации» все иерархические агломеративные методы реализованные в программе подразделяются на: метод одиночной связи («ближайшего соседа») [2], метод полной связи («наиболее удаленного соседа») [3], разновидности метода «средней связи»: невзвешенный метод «средней связи» («невзвешенное попарное среднее») и взвешенный метод «средней связи», взвешенный центроидный метод и метод Уорда [4]. Кроме того, во всех перечисленных методах могут быть использованы в качестве межклассовых расстояний: евклидово расстояние (или его квадрат) манхэттенское расстояние («расстояние городских кварталов»), метрики Чебышева и Миньковского, линейный коэффициент корреляции (точнее, 1 - линейный коэффициент корреляции), простой коэффициент совстречаемости (точнее, 1 – коэффициент совстречаемости). Применительно к особенностям решаемой задачи наиболее оптимальным является использование в качестве меры сходства евклидова расстояния.

Рассмотрим возможности применения иерархических агломеративных методов кластеризации к задаче классификации угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов более подробно.

Метод одиночной связи формирует кластеры из принципа наличия хотя бы одной связи между объектами. Несмотря на то что, его результаты инвариантны к монотонным преобразованиям матрицы сходства и использование метода не ограничивает присутствие «совпадений» в данных, практическое его применение в целях классификации вызывает затруднения.

На примере результатов кластеризации угольных пластов по содержанию Ni (рис. 1) и Be (рис. 2) в углях видно, что по мере приближения к завершению процесса кластеризации формируется один большой кластер, в который остав-

шиеся объекты включаются один за другим. Окончательный результат является тривиальным следствием наличия одного кластера, включающего $n-1$ объектов и одного кластера, содержащего один объект (см. рис. 1 и 2).

Анализ рис. 1 и рис. 2 не позволяет определить количество и структуру кластеров содержащихся в исходных данных. Аналогичные результаты получены и при кластеризации этим методом угольных пластов по концентрациям других токсичных и потенциально токсичных элементов.

Метод полной связи, в отличие от рассмотренного выше метода одиночной связи накладывает более жесткие требования к объединению объектов в один кластер. В данном случае (рис. 3 и рис. 4), появляется тенденция к выявлению относительно компактных гиперсферических (в многомерном пространстве) кластеров, объединяющих схожие объекты.

Сопоставление рис.1 с рис. 3 и рис. 2 с рис. 4 позволяет выявить ряд преимуществ кластеризации с использованием метода полных связей. В тоже время, если при кластеризации по содержанию N_i полученная дендрограмма достаточно убедительно указывает на наличие трех кластеров (см. рис. 3), то при кластеризации по содержанию Be , выявление окончательного количества кластеров (см. рис. 4) не так очевидно. Кроме того, в обоих случаях использование только дендрограммы без привлечения первичных данных затрудняет отнесение отдельных пластов к тем или иным кластерам. Причем, если на рис. 3 это только пласт l_3 , то на рис. 4 это уже ряд пластов: m_6^1, l_7^H, l_3, k_5 .

Анализ результатов кластеризации угольных пластов по содержанию N_i показывает, что первый кластер формируют пласты с максимальным средним содержанием (42–27г/т), второй объединяет пласты со средними концентрациями (22–14г/т), а третий – с минимальными (13–10г/т).

Метод «средней связи» разработан Сокэлом и Минченером в 1958 г. как компромисс между методами одиночной и полной связи. В программе «STATISTICA 6.0» реализованы две разновидности метода: невзвешенный метод «средней связи» («невзвешенное попарное среднее») и взвешенный метод «средней связи». В первой разновидности метода расстояние между двумя кластерами вычисляется как среднее расстояние между всеми парами объектов в них, а во второй – кроме того, размер кластеров (т.е. количество содержащихся в них объектов) используется в качестве весового коэффициента. Использование количества содержащихся в кластере объектов в качестве весового коэффициента предполагает «хорошее качество» анализа при наличии в выборке кластеров неравного размера.

Сравнение результатов кластеризации угольных пластов по содержанию N_i невзвешенным (рис. 5) и взвешенным методами (рис. 7) «средней связи» показывает, что в обоих случаях четко проявляется наличие трех групп пластов: с аномально высокими содержаниями, средними и низкими концентрациями. Причем, если состав кластера содержащего пласты с аномально высокими содержаниями (среднепластовые значения 42–27г/т) остается постоянным, то структура и состав кластеров состоящих из пластов со средними и низкими концентрациями N_i в углях изменяется.

В первом случае (см. рис. 5) оба кластера примерно равных размеров, II кластер объединяет пласты со средними концентрациями Ni от 22 до 16г/т, а III кластер – от 15 до 10г/т. Во втором случае (см. рис. 7) размер II кластера увеличивается и он уже включает пласты со средними содержаниями Ni от 22 до 14г/т. Рассмотрение дендрограммы на рис. 7 без привлечения первичных данных затрудняет отнесение пластов l_4^B , l_8^H , m_2 и m_4^0 ко II или III кластеру.

Сопоставление результатов кластеризации угольных пластов по содержанию Ве невзвешенным (рис. 6) и взвешенным методами (рис. 8) «средней связи» не позволяет визуально однозначно установить количество результирующих кластеров. В тоже время, структура кластеров и их размеры практически не изменяются.

Взвешенный центроидный метод использует в качестве расстояния между кластерами (объектами) расстояние между их центрами тяжести. На рис. 9 и рис. 10 приведены дендрограммы результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов соответственно по содержанию Ni и Ве в угле. В первом случае достаточно уверенно выделяется наличие трех кластеров, а во втором – четырех. В обоих случаях видна четкая и однозначная структура кластеров, а также их существенно отличающиеся размеры.

На дендрограмме кластеризации пластов по содержанию Ni (см. рис. 9) первый кластер составляют пласты с аномально высокими концентрациями (от 42 до 27г/т), второй кластер – пласты со средним содержанием (от 22 до 14г/т) и третий кластер – пласты характеризующиеся минимальным содержанием Ni в угле (от 13 до 10г/т).

При кластеризации пластов по концентрациям Ве (см. рис. 10) первый кластер образуют пласты с максимальным средним содержанием (4г/т), второй – с повышенным (2,9–2,4г/т), третий – с минимальным (1,5–1г/т) и четвертый – с относительно пониженным (2,1–1,6г/т).

Метод Уорда отличается от рассмотренных ранее иерархических агломеративных методов использованием методов дисперсионного анализа при оценки межкластерных расстояний. К недостаткам метода относится сильное воздействие профильного сдвига на результаты и стремление создавать кластеры малого и приблизительно равного размера. На рис. 11 и рис. 12 в качестве примеров реализации метода приведены дендрограммы результатов кластеризации угольных пластов соответственно по содержанию Ni и Ве в угле.

Если в первом случае (см. рис. 11) при визуальном анализе дендрограммы достаточно уверенно устанавливается наличие трех результирующих кластеров, то во втором (см. рис. 12) их выявление представляется проблематичным. На дендрограмме кластеризации пластов по концентрациям Ве отчетливо проявлены все названные выше недостатки метода.

Анализ дендрограммы кластеризации угольных пластов по содержанию Ni показывает, что первый кластер объединяет пласты с максимальным средним содержанием (42–27г/т), второй формируют пласты со средними концентрациями (22–17г/т), а третий – с минимальными (16–10г/т).

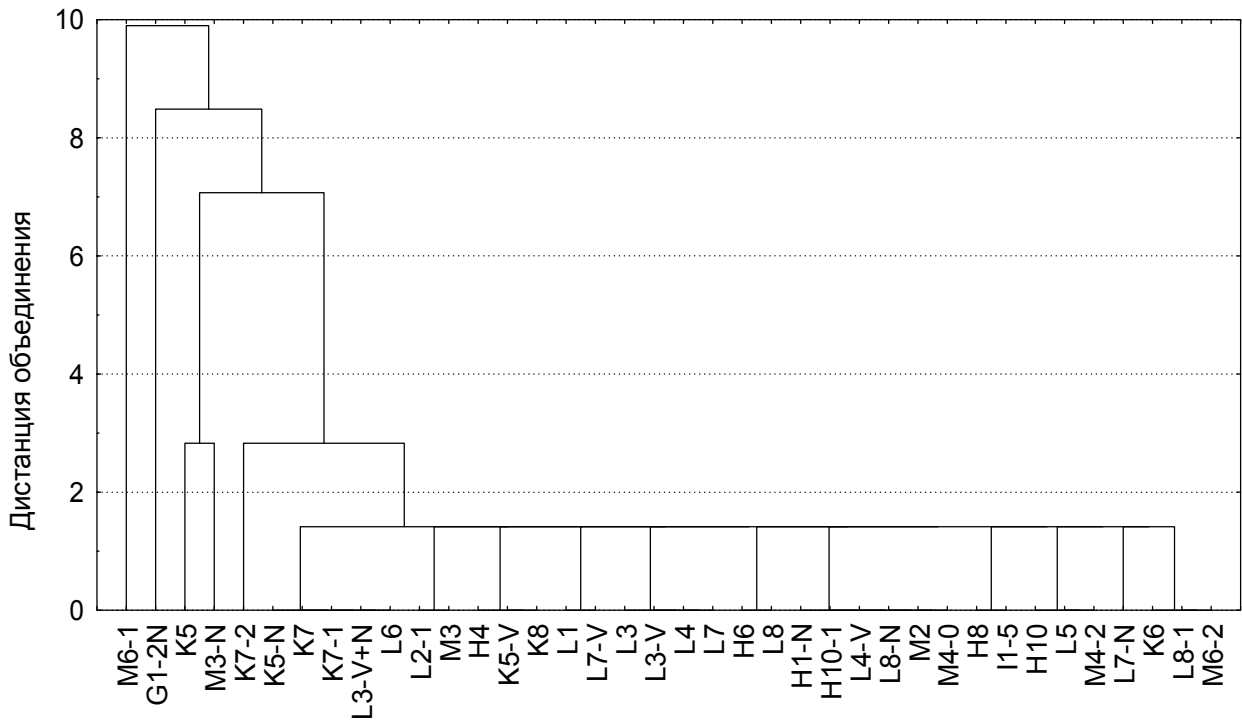


Рис. 1. Дендрограмма результатов кластеризации методом одиночной связи угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле

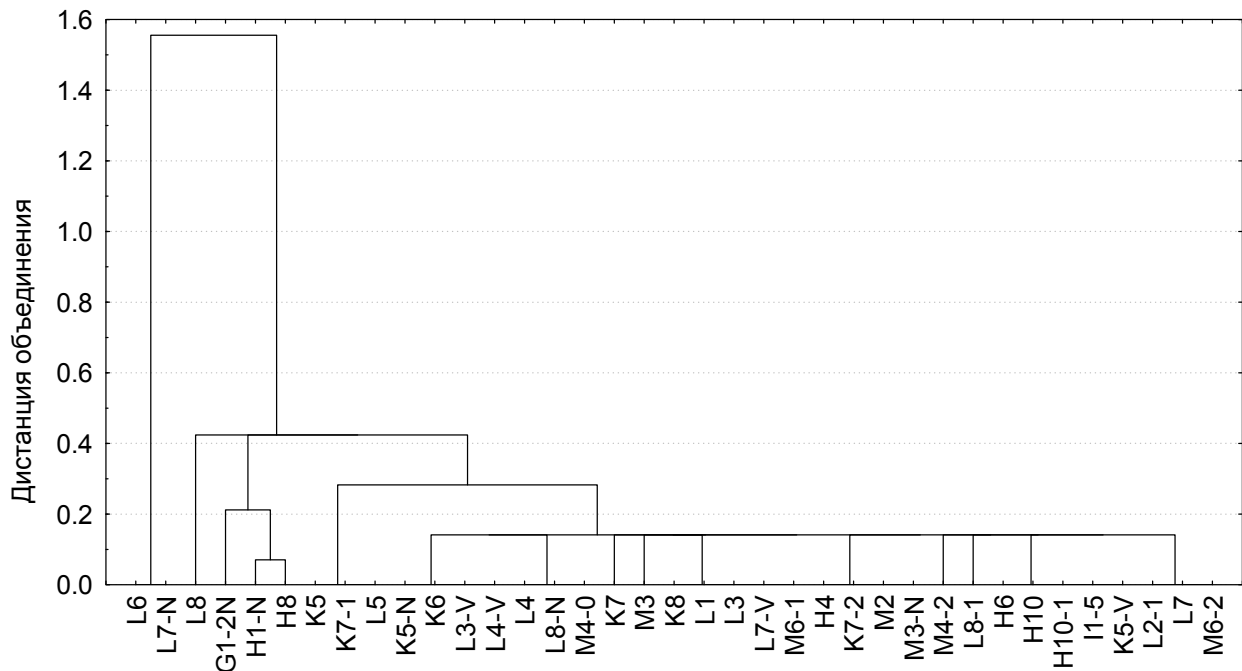


Рис. 2. Дендрограмма результатов кластеризации методом одиночной связи угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Be в угле

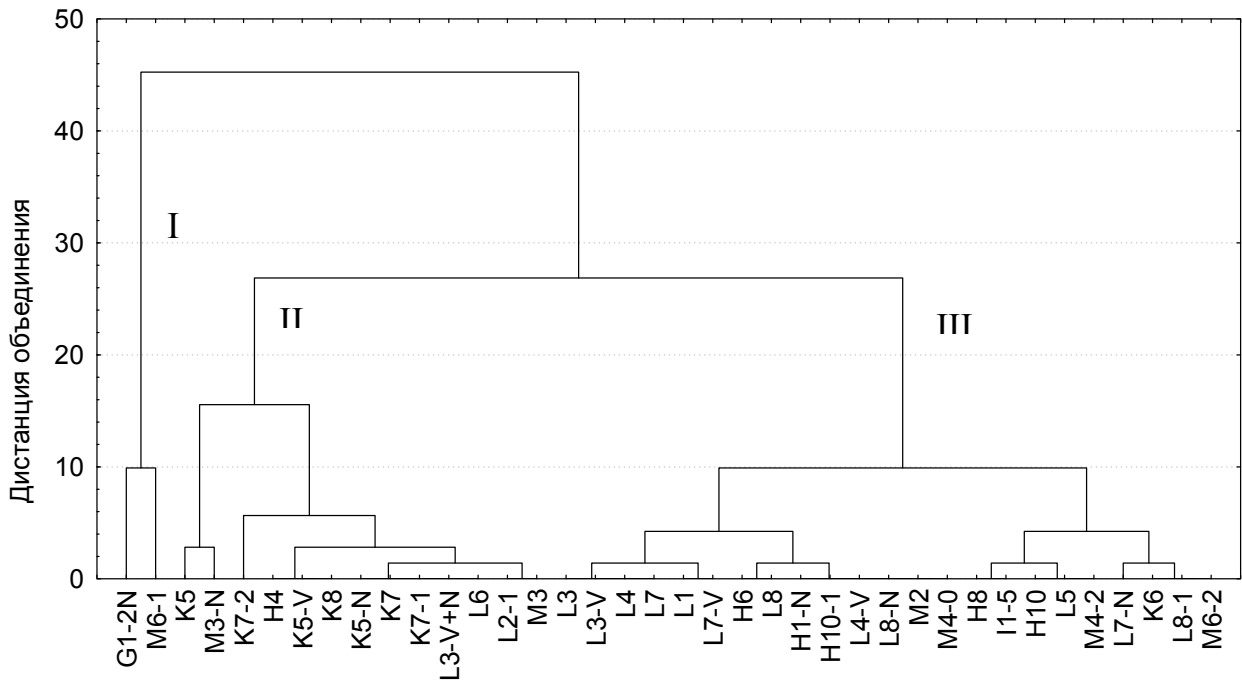


Рис. 3. Дендрограмма результатов кластеризации методом полных связей угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле

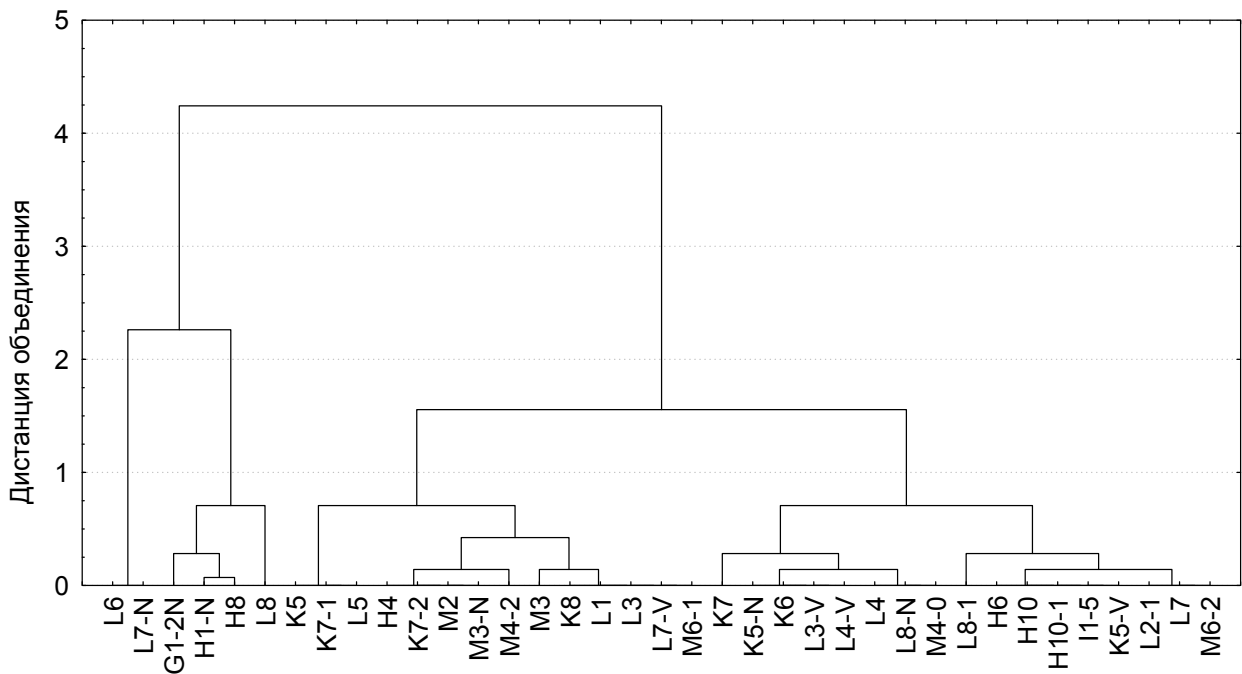


Рис. 4. Дендрограмма результатов кластеризации методом полных связей угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Be в угле

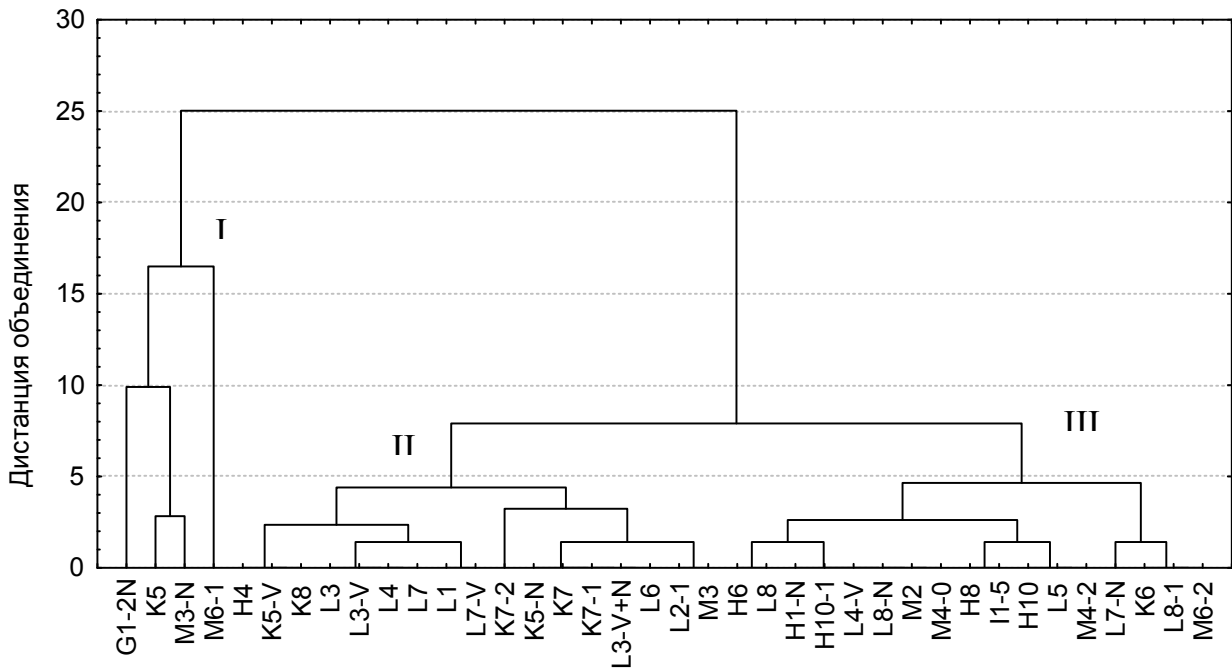


Рис. 5. Дендрограмма результатов кластеризации невзвешенным методом «средней связи» угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле

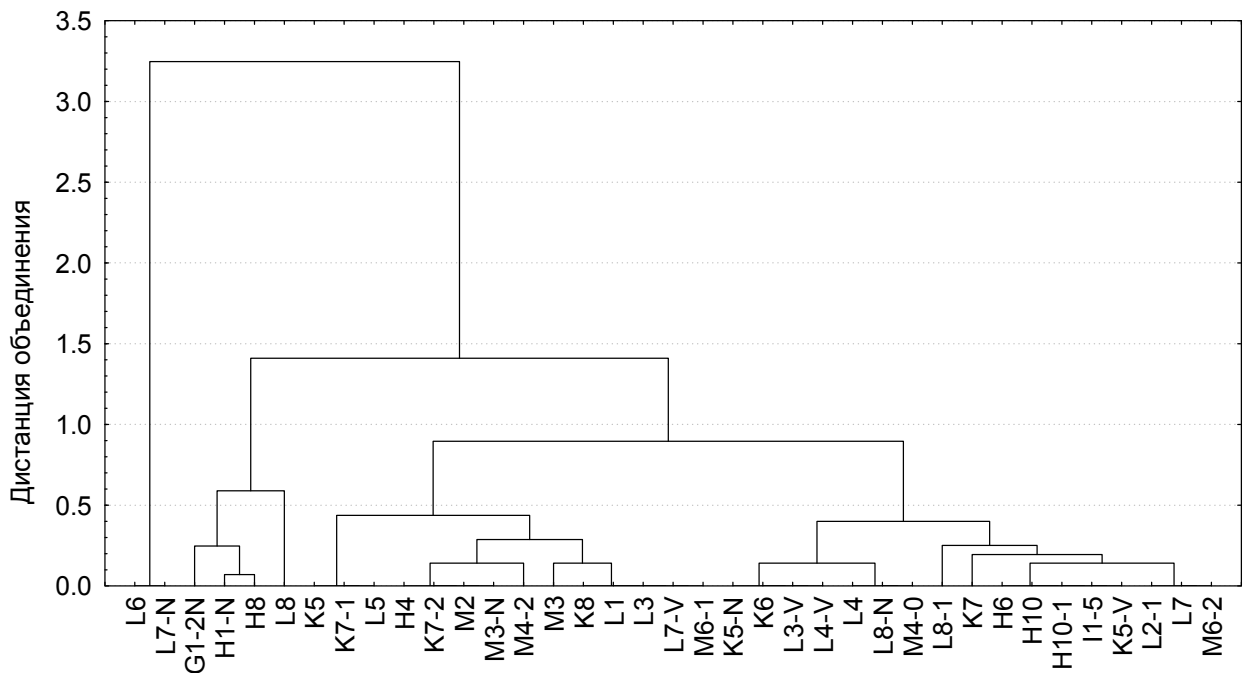


Рис. 6. Дендрограмма результатов кластеризации невзвешенным методом «средней связи» угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Be в угле

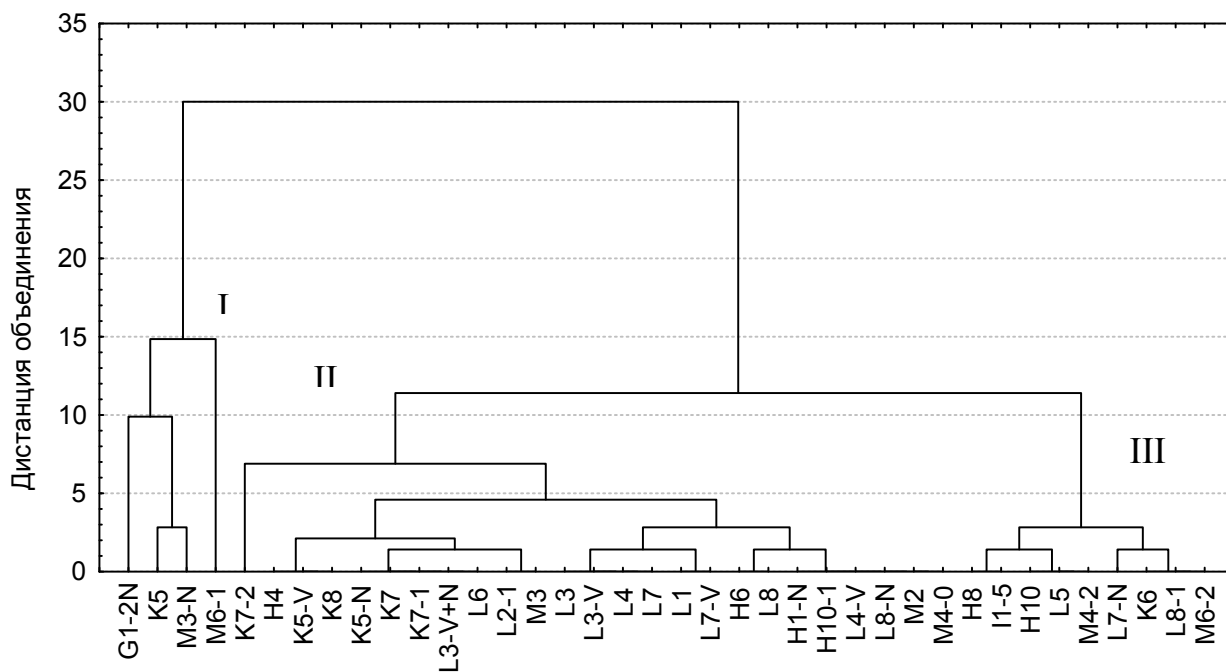


Рис. 7. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным методом «средней связи» угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле

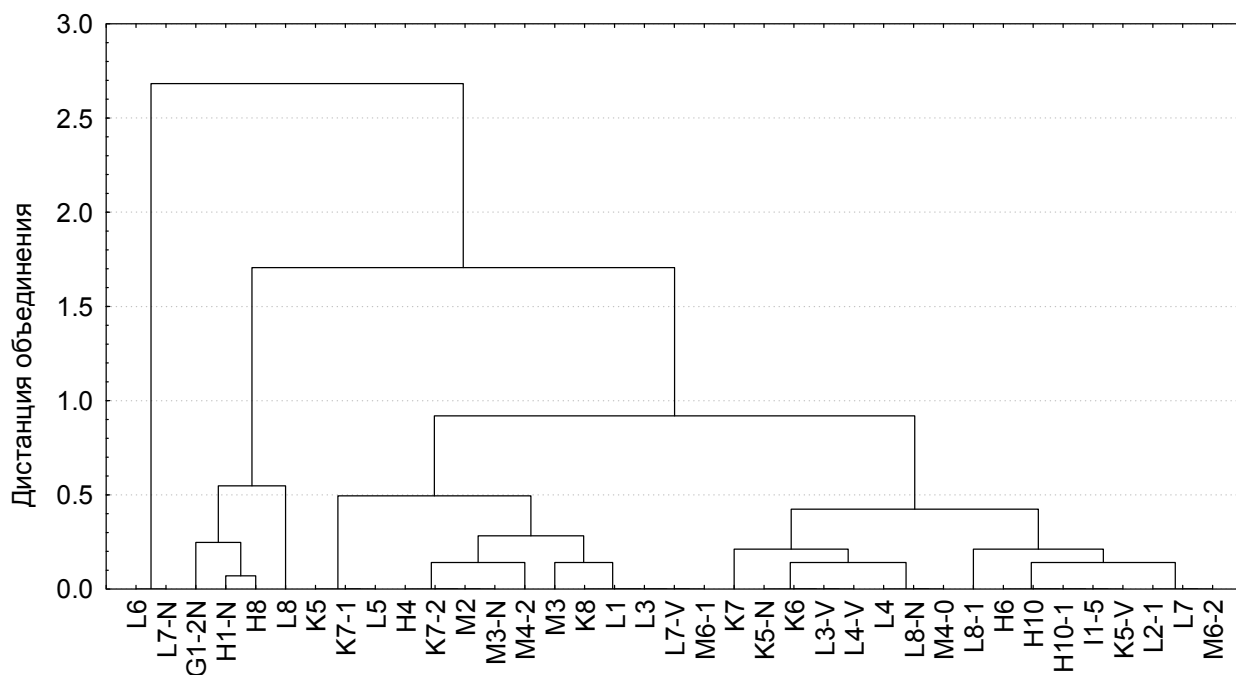


Рис. 8. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным методом «средней связи» угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ve в угле

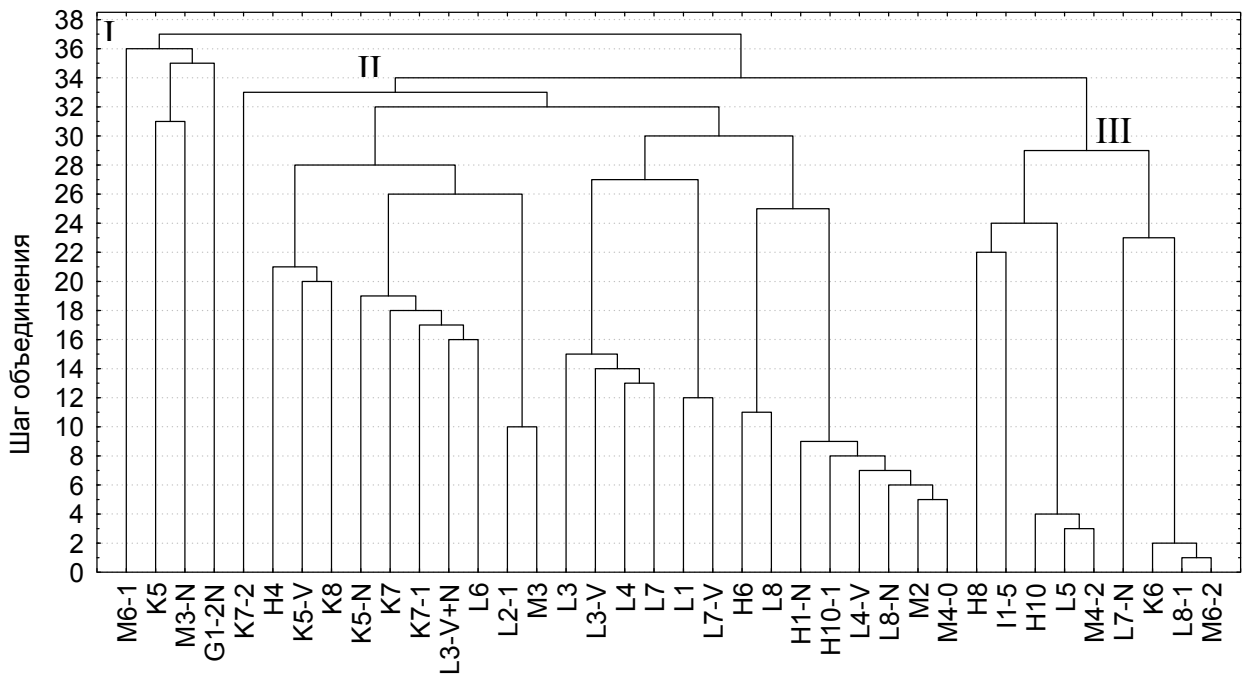


Рис. 9. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле

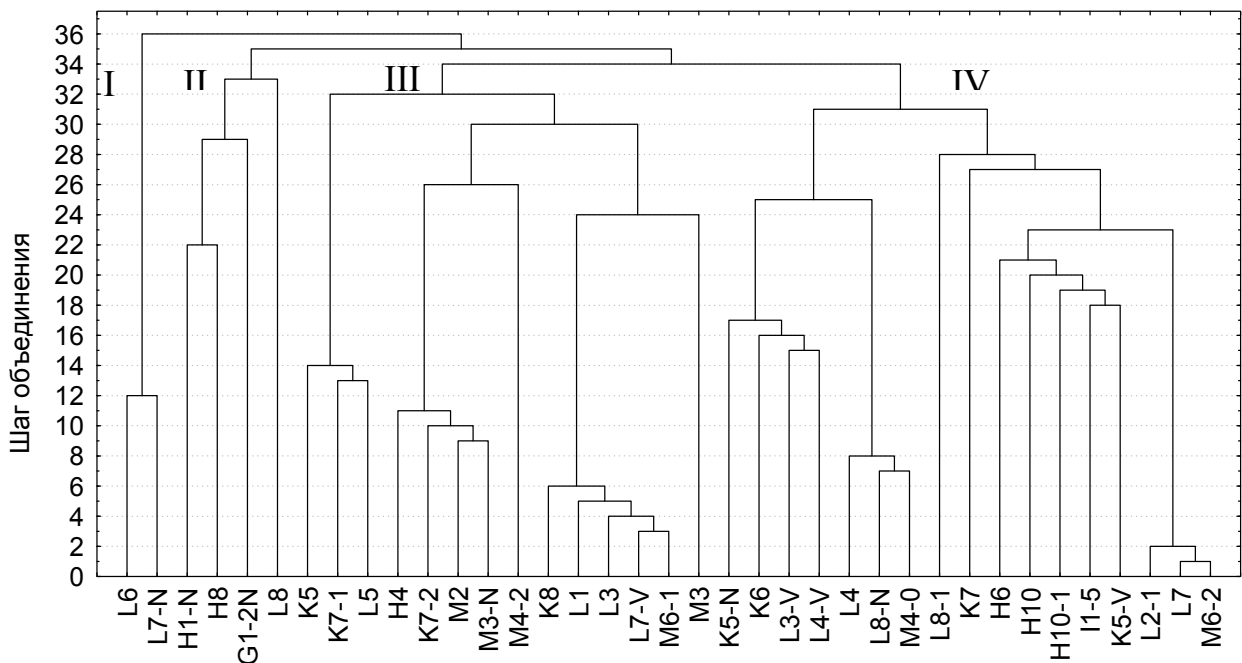


Рис. 10. Дендрограмма результатов кластеризации взвешенным центроидным методом угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Be в угле

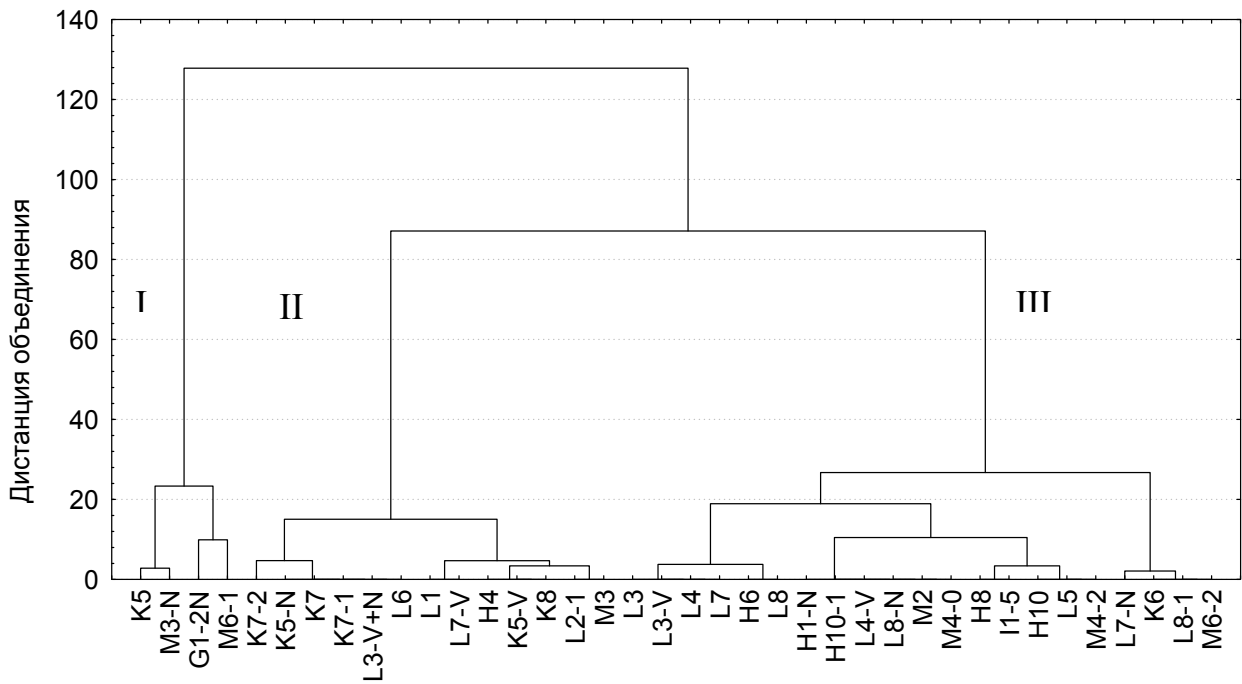


Рис. 11. Дендрограмма результатов кластеризации методом Уорда угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Ni в угле

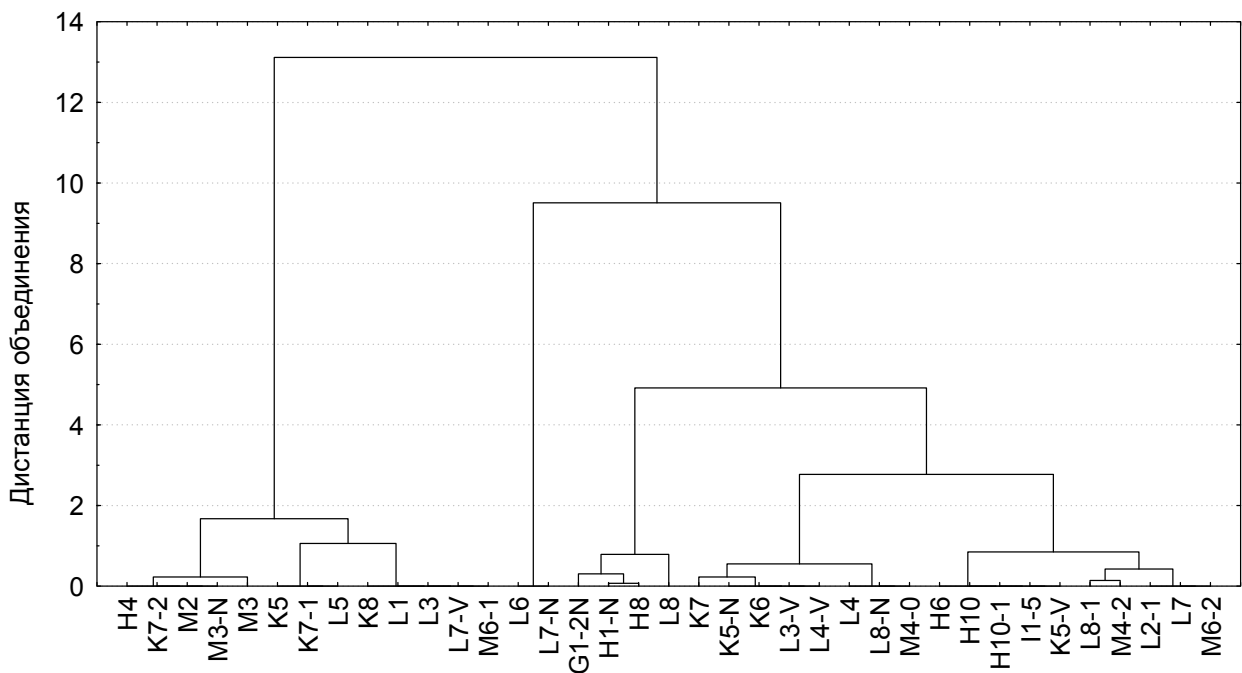


Рис. 12. Дендрограмма результатов кластеризации методом Уорда угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию Be в угле

Обсуждение результатов. Результаты кластеризации угольных пластов Красноармейского геолого-промышленного района по содержанию в углях Ni и Be иерархическими агломеративными методами показали:

1. Использование метода одиночной связи приводит во всех случаях к результатам не позволяющим установить количество и структуру кластеров содержащихся в исходных данных. Следовательно, его применение в целях классификации угольных пластов по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов не рекомендуется.

2. Результаты кластеризации угольных пластов по содержанию Ni методами полной связи (относится к группе методов «расширяющих пространство»), взвешенным «средней связи» и взвешенным центроидным (оба принадлежат к группе методов оставляющих свойства исходного пространства без изменений) полностью идентичны. Во всех случаях в результате сформировано три существенно отличающихся по своим размерам кластера: I – объединяет четыре пласта с аномально высокими концентрациями: 42-27г/т (g_1^{2H} , k_5 , m_3^H и m_6^1), II – содержит двадцать пять пластов со средними концентрациями: 22-14г/т (k_5^H , k_5^B , k_7 , k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3 , l_3^{B+H} , l_3^B , l_4 , l_4^B , l_6 , l_7 , l_7^B , l_8 , l_8^H , m_2 , m_3 , m_4^0 , h_4 , h_6 , h_1^H и h_{10}^1) и III – включает девять пластов с минимальными содержаниями 13-10г/т (k_6 , l_5 , l_5^1 , l_7^H , l_8^1 , m_4^2 , m_6^2 , h_8 и h_{10}). В то же время использование взвешенного центроидного метода для визуальной оценки количества и структуры кластеров наиболее эффективно.

3. Кластеризация методами Уорда (относится к группе методов «расширяющих пространство») и невзвешенной «средней связи» (принадлежит к группе методов не меняющих свойства исходного пространства) угольных пластов по содержанию Ni так же выявила в исходных данных три кластера. Если в обоих случаях первый кластер содержит четыре пласта с аномально высокими концентрациями: 42-27г/т (g_1^{2H} , k_5 , m_3^H и m_6^1), то состав и структура второго и третьего кластеров несколько различаются. При применении метода Уорда во второй кластер входят тринадцать пластов со средними концентрациями 22-17г/т (h_4 , k_5^H , k_5^B , k_7 , k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3^{B+H} , l_6 , l_7^B , и m_3), а в третий – двадцать один пласт с содержаниями 16-10г/т (m_4^0 , m_4^2 , m_6^2 , m_2 , l_3 , l_3^B , l_4 , l_4^B , l_5 , l_5^1 , l_7^H , l_7 , l_8 , l_8^H , l_8^1 , k_6 , h_1^H , h_6 , h_8 , h_{10} , и h_{10}^1). При кластеризации методом невзвешенной «средней связи» второй кластер формируют семнадцать пластов с концентрациями 22-16г/т (h_4 , k_5^H , k_5^B , k_7 , k_7^1 , k_7^2 , k_8 , l_1 , l_2^1 , l_3^{B+H} , l_3 , l_3^B , l_4 , l_6 , l_7 , l_7^B , и m_3), а третий – семнадцать пластов с содержаниями 15-10 г/т (m_4^0 , m_4^2 , m_6^2 , m_2 , l_4^B , l_5 , l_5^1 , l_7^H , l_8 , l_8^H , l_8^1 , k_6 , h_1^H , h_6 , h_8 , h_{10} , и h_{10}^1). Сопоставление результатов кластеризации этими методами показывает, что использование метода невзвешенной «средней связи» чаще приводит к созданию кластеров близких размеров, чем метод Уорда.

4. При кластеризации угольных пластов по содержанию Be только взвешенный центроидный метод позволяет однозначно установить количество и выявить структуру конечных кластеров.

Выводы. Анализ результатов кластеризации угольных пластов в целях их классификации по содержанию токсичных и потенциально токсичных элементов различными методами, реализованными в программе «STATISTICA 6.0»

свидетельствует, что наиболее эффективным является применение взвешенного центроидного метода. Его использование позволяет не только установить количество результирующих кластеров, но и выявить их структуру. Дальнейшие исследования результатов кластеризации необходимо сосредоточить на их интерпретации в геологических понятиях.

Список литературы

1. Боровиков В.П.. STATISTICA: искусство анализа данных на компьютере. Для профессионалов. – СПб. Питер, 2001. – 658 с.
2. Sneath P. The application of computers to taxonomy // Journal of General Microbiology. – 1957. - №17. – P.201-226.
3. Sokal R., Michener C.D. A statistical method for evaluating systematic relationships // University of Kansas Scientific Bulletin. – 1958. - №38. P.1409-1438.
4. Ward J. Hierarchical grouping to optimize an objective function // Journal of the American Statistical Association. – 1963. - №58. P.236-244.

*Рекомендовано до публикации д.г.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 20.09.2014*

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Авраменко Соня Хабібулівна – к.т.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету, м. Дніпродзержинськ

Ананченко Марія Юрьевна – аспірант кафедри геофізических методів розвідки ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Анісімов Олег Олександрович – к.т.н., доцент кафедри відкритих гірничих робіт ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Днепропетровськ

Бубліків Андрій Вікторович – к.т.н., доцент кафедри автоматизації та комп'ютерних систем ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Днепропетровськ

Вавриш Наталія Григорьевна – директор ООО «Гемма-Консалтинг», соискатель кафедри ГРМПИ ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Васильев Дмитрий Леонидович – к.т.н., старший научный сотрудник ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Гайдін Анатолій Маркович – к.г.-м.н., директор проектного центру гірничо-хімічної сировини інституту Гірхімпром, м. Львів

Горай Ігор Вікторович – аспірант кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Дейнеко Александр – магістрант Днепропетровского государственного аграрного университета, г. Днепропетровск

Деревягина Наталия Ивановна – аспірант кафедри гидрогеологии и инженерной геологии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Довбнич Михаил Михайлович – д.г.-м.н., проф., зав. кафедрой геофізических методів розвідки ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Долгих Виталий Павлович – аспірант кафедри горной энергомеханики и оборудования ДонГТУ, г. Алчевск

Евстратенко Лилия Игоревна – аспірантка Государственного высшего учебного заведения «Криворожский национальный университет»

Загриценко Алина Николаевна – к.т.н., доцент кафедри гидрогеологии и инженерной геологии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Зберовский Виктор Александрович – аспірант кафедри екологии и охраны окружающей среды Днепропетровского государственного технического университета

Кириченко Владимир Евгеньевич – к.т.н., доцент кафедри автоматизации и компьютерных систем ГВНЗ «НГУ», г. Днепропетровск

Ковшов Геннадий Николаевич – д.т.н., профессор кафедры информационно-измерительных технологий и систем, ГВУЗ Приднепровская государственная академия строительства и архитектуры, г. Днепропетровск

Козачина Виталий Анатольевич – ассистент кафедры «Гидравлика и водоснабжение» Днепропетровского национального университета железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, г. Днепропетровск

Коптовец Александр Николаевич – д.т.н., профессор кафедры транспортных систем и технологий ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Корнеев Сергей Васильевич – д.т.н., профессор, заведующий кафедрой горной геомеханики и оборудования ДонГТУ, г. Алчевск

Кузьмін Лев Родіонович – студент ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Лапко Виктор Викторович – ассистент кафедры подземной разработки месторождений, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Любченко Валентина Викторовна – ст. преподаватель Днепропетровского государственного аграрного университета

Макимова Наталия Николаевна – ассистент кафедры ЕГМС та ТБ Днепропетровского государственного аграрного университета

Матюшкина Оксана Петровна – асс. кафедры общей и структурной геологии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Москаленко Алла Борисовна – ассистент кафедры минералогии и петрографии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Ненашева Оксана Ігорівна – зав. лабораторією кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Непошивайленко Наталія Олександрівна – к.т.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Нікітенко Ігор Святославович – к.геол.н., доцент кафедри загальної та структурної геології ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Новицький Олексій Володимирович – к.т.н., доцент кафедри управління на транспорті Державного ВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Орлінська Ольга Вікторівна – д.геол.н., професор, завідувач кафедри ЕГМС та ТБ Днепропетровского государственного аграрного университета

Пікареня Дмитро Сергійович – д.геол.н., професор кафедри екології та охорони навколишнього середовища ДДТУ, м. Дніпродзержинськ

Подвигина Елена Олеговна – к.т.н., доцент кафедри гідрогеології та інженерної геології ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Расцветаев Валерій Олександрович – к.т.н., доцент кафедри транспортних систем і технологій Державного ВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Саботченко Олена Миколаївна – аспірант кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Садовенко Іван Олександрович – д.т.н., професор кафедри гідрогеології та інженерної геології ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Сливная Олена Василівна – асистент кафедри мінералогії та петрографії ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Собко Борис Юхимович – д.т.н., професор кафедри ОГР ДВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ

Сорока Юрій Миколайович – к.т.н., ст. викладач кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Соцков Вадим Александрович – аспірант кафедри підземної розробки месторождений, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Терешкова Ольга Анатольевна – к.геол.н., доцент кафедри общей и структурной геологии ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Трубицин Михаил Николаевич – к.т.н., доцент кафедри управління на транспорті ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Ужеловский Андрей Валентинович – аспірант, асистент, Государственное высшее учебное заведение, Приднепровская государственная академия строительства и архитектуры, г. Днепропетровск

Фомичев Вадим Владимирович – к.т.н., доцент кафедри підземної розробки месторождений, ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

Черненко Олена Євгенівна – к.істор.н., доцент кафедри історії та археології України Чернігівського національного педагогічного університету імені Т.Г. Шевченка

Швец Любов Вікторівна – студентка Дніпродзержинського державного технічного університету

Юрченко Аннета Анатольевна – к.т.н., доцент кафедри екології ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск

З М І С Т

1	О.П. Матюшкина Фациальные разновидности мраморизованных известняков и их особенности локализации в пределах горного Крыма.....	5
2	І.С. Нікітенко, О.Є. Черненко До питання про виділення Новгород-Сіверського гірничодобувного району часів Київської Русі.....	12
3	Е.V. Slivnaya Typomorphism of perthitic intergrowth of feldspars from granitic pegmatites from the area of west azov (ukrainian shield)..	21
4	О.А. Терешкова Роль тектоно-магматического фактора в формировании алмазоносной райгородской толщи украинского щита.....	27
5	Н.Г. Вавриш, А.Б. Москаленко Кимберлиты района Муссенде (Ангола), геологические и геоморфологические особенности изучаемого района.....	37
6	В.О. Расцветаєв Особливості транспортного обладнання та його вплив на параметри підготовки запасів вугільних шахт західного Донбасу.....	43
7	В.В. Фомичев, В.В. Лапко, В.А. Соцков Анализ взаимодействия податливой крепи пластовых выработок для различных горно-геологических условий по результатам вычислительного эксперимента	51
8	М.Н. Трубицин Универсальный алгоритм решения задачи двух-плоскостной балансировки методом амплитуд.....	60
9	О.В. Новицький Оцінка впливу застосування магніторейкового довантажувача на безпеку руху шахтного потяга.....	70
10	I.A. Sadovenko, N.I. Derevyagina, E.O. Podvigina, A.N. Zagricenko Dynamics of loess mass deformations due to technogenic load.....	76
11	A.N. Koptovets Development of computational algoritms to simulate frictional contact oscillating processes.....	82
12	О.А. Анисимов Скорость понижения вскрышных уступов при разработке глубоких карьеров почвоуступными крутонаклонными слоями.....	90
13	М.Ю. Ананченко, М.М. Довбнич Применение геофизических методов при оценке сейсмического разжижения грунтов (состояние вопроса).....	95
14	I.V. Novitsky L.R. Kuzmin The optimization of the crushing complex process of loading.....	101

15	С.В. Корнеев, В.П. Долгих Структурирование компьютерной модели системы «груз – конвейрная лента – роликоопоры» в программном комплексе ANSYS WORKBENCH.....	105
16	Г.Н. Ковшов, А.В. Ужеловский Разработка и исследование имитационной модели управления электроприводом ротора бурового станка, учитывающая влияние динамических параметров бурильной колонны при пространственном ориентировании бурового снаряда в скважине.....	112
17	А.В. Бубликов Исследование переходных процессов в системе автоматического управления перемещением исполнительного органа проходческого комбайна.....	120
18	Л.И. Евстратенко Исследование влияния литологического состава горных пород на проницаемость пористой среды и режимы фильтрации воздуха в обрушенных зонах.....	129
19	О.В. Зберовський, О.М. Савотченко Дослідження параметрів формування і розвитку пилогазової хмари в атмосфері при масових вибухах у кар'єрах.....	138
20	А.А. Юрченко Определение необходимого объёма воды для подавления пылевого облака после массового взрыва в карьере.....	146
21	Н.Н. Беляев, В.А. Козачина CFD моделирование работы горизонтального двухэтажного отстойника с поворотом потока в вертикальной плоскости.....	152
22	Пикареня Д.С., Орлинская О.В., Любченко В.В., Чушкина И.В., Дейнеко А.В. Возможности метода естественного электромагнитного поля земли для диагностики технического состояния городских водопроводных и канализационных сетей.....	157
23	С.Х.Авраменко, О.І.Ненашева, Л.В.Швець Рекомендації до удосконалення системи управління та поводження з промисловими відходами.....	162
24	Ю. Н. Сорока Методический подход к категорированию радиационно-загрязненных территорий для реабилитации с позиции оценки риска.....	171
25	Н.О. Непошивайленко, І.В. Горай Дослідження та оцінка ареалів існування рослин та тварин, що включені до Червоної книги Дніпропетровської області, з використанням ГІС.....	178
26	Б.Ю. Собко, А.М. Гайдін Вплив розробки Мотронівсько-Аннівської ділянки Малишевського родовища на гідрогеологічні умови території.....	184
27	Д.Л. Васильев Математическая модель расчета пригрузки опорного давления на призабойную часть угольных пластов.....	189

28	В.А. Зберовский Методика расчёта загрязнения атмосферы выхлопными газами при эксплуатации дизельных карьерных автосамосвалов.....	195
29	В.Е. Кириченко К вопросу разработки САПР гидроподъемов в составе судовых добычных комплексов.....	202
30	В.В. Ишков, Е.С. Козий О классификации угольных пластов по содержанию токсичных элементов с помощью кластерного анализа.....	209

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 45**

Підп. до друку 21.11.2014. Формат 60×84/16.
Ум. друк. арк. 11,4. Обл.-вид. арк. 11,4.
Тираж 100 прим. Зам. № _____

Підготовлено до видання та видруковано
у Державному ВНЗ «НГУ»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842
від 11.06.2007р.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19