

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

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету**

**№36
ТОМ 2**

**Дніпропетровськ
2011**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ
Рік заснування – 1999

Збірник наукових праць НГУ. – Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2011-№36, т.2.- 264 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 № 6 від 01.07.2011 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – В.В. Задорнова

Збірник зареєстровано у державному комітеті
телебачення і радіомовлення України.

Свідоцтво про реєстрацію КВ № 9030 від 04.08.2004 р.

Редакційна Рада збірника:

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

Редакція:

головний редактор – к.т.н., доц. В.В. Ішков
заступник редактора – д.т.н., проф. С.Ф. Власов
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., г.н.с.
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.
Колесник В.Є. – д.т.н., проф.
Долгова Т.І. – д.т.н., проф.
Горова А.І. – д.б.н., проф.

Підземна розробка РКК

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

Маркшейдерія

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

Шахтне і підземне будівництво

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

Геотехнічна і гірнична механіка

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

Геологія та геофізика

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

*Гірничі машини.**Динаміка і міцність машин*

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

Буріння свердловин

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

Електротехнічні комплекси і системи

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

Автоматизація технологічних процесів

Ткачов В.В. – д.т.н., проф.
Кузнецов Г.В. – д.т.н., проф.
Бешта О.С. – 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.
Кременчуцький М.Ф. – д.т.н., проф.
Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с.
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

Адреса редакції:

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,
НГУ, Ішкову В.В. тел./ факс 726-77-04,
46-90-98, E-mail: zberovskiA@nmu.org.ua

Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

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

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

Рекомендуемая структура статьи:

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

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

- * УДК – вверху слева, без отступов;
- * Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;
- * Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;
- * Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см ;
- * Текст форматируется с выравниванием по ширине и междустрочным интервалом -1,0; отступ первой строки 1,2 см; абзацные отступы и интервалы – недопустимы; расстановка переносов автоматическая, номера страниц не проставляются.
- * *Простые формулы* в тексте набираются курсивом с помощью символов редактора Word, *сложные формулы* должны быть выполнены в приложении Equation Editor, соблюдая размеры, приведенные на рис. ⇔
- * Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и внедряются в документ как объекты, если они были созданы в Excel и др. приложениях.
- * Рисунки должны быть в черно-белом изображении и вставлены в текст в местах ссылки на них.
- * 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/ф (056) 726-77-04 Зберовский Александр Владиславович
46-90-98 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

НОВА ГЕОЛОГО-ГЕНЕТИЧНА МОДЕЛЬ ФОРМУВАННЯ ГІДРОТЕРМАЛЬНО-МЕТАСОМАТИЧНОЇ МІНЕРАЛІЗАЦІЇ В ЗОНАХ РОЗЛОМІВ

Рассматривается геолого-генетическая модель образования гидротермально-метасоматической минерализации в зонах разломов. Предлагается выделять нулевой этап, которой подготавливает массив горных пород к тектоническим деформациям и предшествует им. Выделяются преимущественно тектонические и преимущественно рудные стадии рудного этапа. Показано, что на дорудных этапах активную роль играют тепловые и электромагнитные поля, рудные и пострудные этапы характеризуются уменьшением влияния электромагнитного поля.

Розглядається геолого-генетична модель утворення гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах розломів. Пропонується виділяти нульовий етап, який підготовлює масив гірських порід до тектонічних деформацій та передує їм. Виділяються переважно тектонічні та переважно рудні стадії рудного етапу. Показано, що на дорудних етапах активну роль відіграють теплові і електромагнітні поля, рудні та пострудні етапи характеризуються зменшенням впливу електромагнітного поля.

The geology-genetic model of formation of hydrothermal-metasomatitic mineralization is examined in the areas of faults. It is suggested to distinguish a zero stage, which prepares the array of rocks to tectonic deformations and preceded ones. The mainly tectonic and mainly ore stages of the ore stage are distinguished. It is shown that on the pre-ore stages an active role is played by the thermal and electromagnetic fields, the ore and post-ore stages are characterized by diminishing of influence of the electromagnetic field.

В статті [1], що опублікована раніше, автором розглядаються основні положення запропонованої геолого-тектонічної (генетичної) моделі утворення гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах розломів. Зокрема, були наведені фактори, які покладені в її основу, виділені декілька стадій формування зруденіння та показано, що на дорудних стадіях активну роль відіграють теплові і електромагнітні поля, рудні та пострудні стадії характеризуються зменшенням впливу електромагнітного поля. Але обговорення цієї моделі серед геологічної спільноти призвело до переосмислення наявних фактів та внесення відповідних корегувань до моделі.

Мета та задачі досліджень полягають у вдосконаленні геолого-генетичної моделі формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах розломів на підставі нових міркувань та переінтерпретації фактичного матеріалу.

Викладення основного матеріалу досліджень. Не торкаючись факторів та передумов для моделювання, які викладені в [1], відразу перейдемо до власне геолого-генетичної моделі. На відміну від попередньої, вона складається з етапів, в яких можуть виділятися стадії. Згідно з загальноприйнятими уявленнями це підготовчий (дорудний), основний (рудний) і завершальний (післярудний) етапи. Але доцільно ввести ще один етап – передпідготовчий, або нульовий, якій передує першому дорудному. Цей етап потребує пояснення.

Майже ні в кого немає сумнівів, що розлом власним існуванням зобов'язаний крихким деформаціям гірських порід, яка, в свою чергу, викликана напруженим станом літосфери. Причини появу такого стану гіпотетичні, вони можуть бути як внутрішніми, так і зовнішніми. Не вдаючись до їх обговорення відмітимо, що в будь-якому випадку ці напруження літосфери зростають протягом якогось відрізка часу, після чого, при досягненні межі міцності, гірські породи руйнуються, відбувається формування розриву. Час, необхідний для досягнення межі міцності, оцінити дуже важко, якщо взагалі можливо, оскільки лабораторні експерименти з його визначення не можна прямо переносити на дуже складне геологічне середовище. Але цілком очевидно, що цей час є зіставним з геологічним часом, тобто десятки-сотні або мільйони років. Натомість, розрядка напружень з формуванням розривів відбувається незрівнянно швидко.

Проте виникають випадки, коли напруження в земній корі існували, але утворення розриву не відбулося, також не проявилися помітні крихкі та пластичні деформації. Розглянемо такий приклад. Нехай на деякій ділянці земної кори виникають напруження, стискуючі або розтягуючі. Вони зростають протягом декількох мільйонів років, але їх величина недостатня для того, щоб викликати руйнування порід. В якій ось час на сусідній ділянці, яка складена менш міцними породами, відбувається розломоутворення, напруження починають зменшуватися і в кінці кінців майже зникають. Руйнування або помітної деформації порід на нашій ділянці не сталося. Виникає питання: чи такі ж самі породи залишилися після цієї події, які були до неї? Очевидно, що ні. За час, що минув (декілька мільйонів років), в породах мали відбутися зміни. По-перше, з початку появи напружень почало виникати електромагнітне випромінювання, яке частково переходило в теплове. Сумісна дія цих полів призводить до мобілізації води та речовини з вміщуючих порід [1]. По-друге, під впливом тиску відбувається міграція електронів та іонів шляхом звичайної та перестрибкової дифузії [2] або електричного струму.

Деформовані ґратки мінералів за той час, поки існують напруження, пристосовуються до нових умов та намагаються прийти до рівноважного стану. Якщо розрядки тектонічних напружень не відбувається і вони потрохи зменшуються, то система, якою є гірська порода, має повернутися до вихідного стану. Але, оскільки пройшли перетворення в мінералах, то мобілізована вода й речовина виявляються «зайвими» і разом з електричними зарядами знаходяться в породному масиві як аномальні об'єкти. Таке «розгойдування» масиву може бути неодноразовим, в результаті сформується гірські породи, які «заряджені» мобілізованою водою та речовиною. Колі в решті решт відбудеться розломоутворення, ці розчини мігруватимуть до порушених зон та обумовлять гідротермально-метасоматичну мінералізацію.

Отже, геолого-генетична модель формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах розломів виглядає таким чином.

Нульовий (0) етап (передпідготовчий) – підготовка масиву гірських порід до формування глибинного розлому. Його суть викладена вище. Наприкінці етапу масив гірських порід являє собою активізовану систему, яка «заряджена» розчинами та речовиною, що знаходяться у вільному або подібному до нього

стану, має некомпенсовані електричні заряди на зразок конденсатора та в ньому періодично виникають електромагнітні поля.

Перший (I) етап – підготовчий (дорудний). Цей етап характеризується процесами виникнення тектонічної структури, її розвитком та формуванням дорудної мінералізації. Він має декілька стадій.

Перша стадія (переважно тектонічна – *I.1m*) – виникнення розломної структури. Ця стадія в своєму роді є унікальною, оскільки монолітний масив гірських порід після утворення в ньому розриву переходить до нової якості та стає придатним для подальших змінень складу порід. Тектонічний режим даної стадії відповідає глобальному або регіональному тектонічному режиму. При цьому в масиві виникають деформації стиснення, розтягування та сколу (зсуву) з домінуючою роллю якоїсь з них. В рамках нашої моделі немає значення, за якими геотектонічними концепціями формується розломна зона. Важливим є сам факт виникнення напружень в земній корі та їх розрядка у вигляді розломів. Автор не є прибічником ані гіпотези контракції, ані ідеї, що Земля розширюється, ані гіпотези нової глобальної тектоніки літосферних плит, тому керується принципом одночасності закладання системи взаємоортогональних розломів, один з яких буде знаходитися в режимі стиснення, другій – розтягування, як це показано вище. Розглядати пропоновану геолого-генетичну модель можна з позиції будь-якого режиму, тим більше, що в різних частинах розломної зони вони існують разом. Але для зручності, в якості вихідного приймемо, що закладання розлому відбувається в режимі розтягування.

Розподіл напруг в породному масиві в цьому випадку виглядає так: у напрямі, перпендикулярному тектонічним навантаженням діє режим розтягування, в паралельному – стиснення і зсуву, в діагональному – розтягування або стиснення (рис. 1). Після нульового етапу в масиві утворилися розчини, збагачені речовиною вміщуючих порід. На фазі наростаючого тиску в зонах закладання ортогональних розломів генеруються потужні електромагнітні поля, що призводять до мобілізації води з мінералів і гірських порід; перехід кінетичної енергії стиснення в теплову сприятиме розвитку терморозуцільнення і природної декрепітації; зростаючий тиск викликає інтенсивний прояв процесів дилатансії, тобто в породному масиві формуються ділянки підвищеної проникності.

При розрядці тектонічних напруг виникає різкий градієнт тиску. Зона основного розлому характеризується мінімумом тиску, зона ортогонального та діагонального – максимумом. Це обумовлює переміщення розчинів по проникних зонах. Електромагнітні поля, що утворюються, активно впливають на розчинення мінералів і компонентів гірських порід. Гідротермальний розчин фільтрується в зону основного розлому, а також розподіляється в оперяючі тріщини, що розвиваються в режимі розтягування. Хімічний склад цього розчину повинен бути максимально простим і являти собою воду і, можливо, вуглекислоту, що утворилася при дисоціації карбонатів в тепловому і електромагнітному полях. Таким чином, основний розлом «стягує» в себе гарячі гідротермальні розчини з ділянок підвищеного тиску. В свою чергу на їх місце поступають холодніші розчини з віддалених зон (рис. 1).

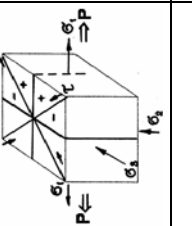
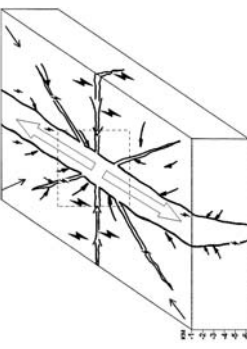
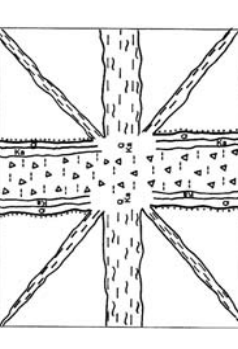
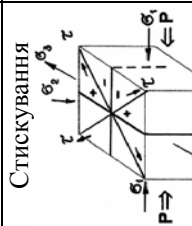
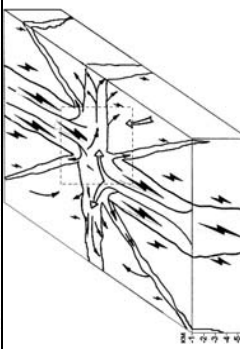
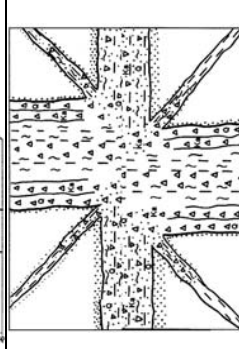
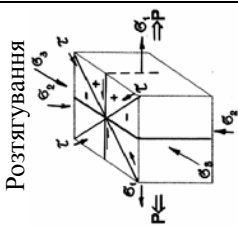
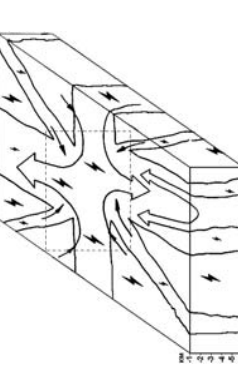
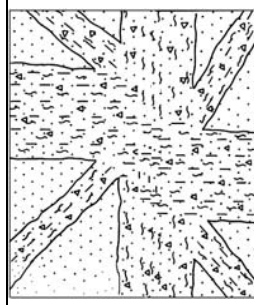
Етап	Назва етапу	Стадія	Тектонічний режим	Геологічна ситуація (на блок-діаграмі або плані-схемі)	Геологічні наслідки	Приклади
0	Передпідготовчий		Стискування-розтягування		Мобілізація розчинів та речовини з вміщуючих порід, виникнення зон тектонічних напружень, генерація електромагнітних полів	Генерація електромагнітного випромінювання перед землетрусами [3], перетворення мінералів
		<i>I.1m</i> – тектонічна	Розтягування 		Формування розломної структури, мобілізація та міграція до неї розчинів і речовини	Дорудний етап на Клінівському, Майському, Бобріківському золоторудних родовищах [4], Микитівському ртутному полі [5] та ін.
I	Підготовчий (дорудний)	<i>I.2m</i> – мінералоутворююча	Відносно спокійний		Гідротермально-метасоматичне мінералоутворення. Формування тектонічної зони глибинного розлому з метасоматичними тілами та зонами	
		<i>II.1m</i> – тектонічна	Стискування 		Тектонічна переробка порід метасоматичної зони, віджимання розчинів в розриви, що відкриваються. Перетворення мінералів під впливом електромагнітних полів	
II	Основний (рудний)	<i>II.1m</i> – мінералоутворююча	Відносно спокійний		Утворення мінералів рудних зон	Рудний етап на Клінівському, Майському, Бобріківському золоторудних родовищах [4], Микитівському ртутному полі [5] та ін.

Рис. 1. – Схема геолого-генетичної моделі формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зоні розлому

Етап	Назва етапу	Стадія	Тектонічний режим	Геологічна ситуація (на блок-діаграмі або плані-схемі)	Геологічні наслідки	Приклади
II		II.2m – тектонічна	Розтягування 		Мобілізація та міграція розчинів і речовини до розломної структури, «підхід» глибинних флюїдів	
	Основний (рудний)	II.2m – мінералоутворююча	Відносно спокійний		Формування рудної мінералізації з чужою для вміщуючих порід мінеральною асоціацією	Рудний етап на Клініцькому, Майському, Бобріківському золоторудних родовищах [4], Микитівському ртутному полі [5] та ін.
		II.3m та ін. тектонічні; II.3m та ін. мінералоутворюючі	Знакоперемінні тектонічні режими, що чергуються з періодами відносного «затишшя»		Утворення різних рудних стадій та мінеральних асоціацій. В підсумку другого етапу – формування потужної зони гідротермально-метасоматично змінених порід	
III	Завершальний (післярудний)		Практично відсутні тектонічні рухи	План-схема	Утворення післярудних мінеральних асоціацій (головним чином кварц-карбонатних), які «залікують» тріщини та проникні зони	Післярудний етап на Клініцькому, Майському, Бобріківському золоторудних родовищах [4], Микитівському ртутному полі [5]

1

7

2

3

4

5

6

7

8

9

10

11

12

13

14

Продовження рис. 1.

Умовні позначення: 1 – вміщуючі породи; 2 – зони розривів; 3 – зона дії електромагнітних полів і їх відносний рівень; 4 – напрям міграції гідротермальних розчинів, їх відносний об'єм; 5 – контур плану-схеми; 6 – осі розривів на блок-діаграмі розподілу напруг; 7 – основні нормальні (σ_1 , σ_2 , σ_3) і тангенціальні (τ) напруги, що діють в породному масиві; 8 – напрям сили розтягування (стиснення), що діють на масив гірських порід; 9 – області переважачого стиснення (плюс) і розтягування (мінус), що виникають в масиві гірських порід; 10 – брекчировання порід; 11 – мілінітизація порід та її напрям; 12 – розсланцювання порід та його напрям; 13 – ділянки розвитку гідротермально-метасоматично змінених порід і пов'язаної з нею мінералізацією; 14 – ділянки порід, насичених гідротермальними розчинами.

Друга стадія першого етапу (переважно мінералоутворююча – *I.2m*, рис. 1) відбувається після формування зони розломів, тобто коли напруження зменшилися та встановилися відносно спокійні тектонічні умови. Тиск в системі прагне урівноважитися, температура – вирівнятися. Відбувається мінералоутворення, формуються зони окварцювання і карбонатизації з вкрапленістю сульфідів або оксидів заліза. У вміщуючих породах також розвивається метасоматичне окварцювання і карбонатизація.

На тлі даної стадії можуть відбуватися незначні тектонічні активізації, які є наслідком релаксації головної фази тектонічних напружень. Це призводить до утворення нових розривів локального характеру та тріщин. Сформовані метасоматичні зони та тіла зазнають подрібнення, розсланцювання, мілонітизацію. Якщо в системі залишилися вільні розчини, вони «заліковують» тріщини і система глибинного розлому «закривається» для доступу віддалених розчинів. Таким чином, наприкінці підготовчого (дорудного) етапу формується тектонічна зона глибинного розлому з вузлами перетину розривів різних напрямків. Вона характеризується наявністю метасоматичних зон і тіл, що утворилися внаслідок мобілізації розчинів та речовини з вміщуючих порід.

Другий (II) етап – основний (рудний) також складається з декількох стадій, причому їх кількість може бути великою. Але в будь-якому разі їх можна умовно згрупувати в дві групи – переважно тектонічні та переважно мінералоутворюючі.

Тектонічні стадії відбуваються на тлі пульсаційної активізації зони глибинного розлому, а мінералоутворюючі – при відносно спокійних тектонічних режимах. Розглянемо ці стадії на прикладі їх послідовної зміни в часі та просторі.

Перша переважно тектонічна стадія (II.1m) знаменується зміною тектонічного режиму розтягування на стиснення. Як і раніше, спочатку «спрацьовує» основний розлом, потім ортогональний (розтягування) і оперяючі діагональні. Проте, оскільки зона розлому вже сформована на попередньому етапі, основна енергія стиснення витрачається на тектонічну переробку порід цієї зони. Так, в кварці за рахунок п'єзоефекту і природної декрепітації включень, виникають електромагнітні поля, що активно впливають на перетворення мінералів, з'являються ділянки локального підвищення температури і навіть плавлення порід за рахунок високого електричного опору гірських порід. В умовах наростаючого тиску відбувається «віджимання» гідротермальних розчинів з основного в ортогональний розрив, якій привідкривається. Оскільки розміри першого значно більше, чим другого, то об'єм мігруючих розчинів повинен буде фільтруватися в оперяючі розриви і у вміщуючі породи. Тут, в зоні контакту, відбувається зустрічне змішування розчинів і хімічні реакції, що призводять до випадання мінералів з розчину і формуванню метасоматичної зони.

Перша переважно мінералоутворююча стадія (II.1m) проходить в спокійному тектонічному режимі і призводить до перекристалізації існуючих і утворенню нових мінералів.

Друга переважно тектонічна стадія (II.2m) відбувається на тлі зміни тектонічного режиму стиснення розтягуванням (рис. 1). Механізм міграції гідроте-

рмальних розчинів у принципі аналогічний описаному на першому етапі та I тектонічної стадії другого етапу, проте існують принципові відмінності в особливостях мінералоутворення: джерелом металів на цієї стадії можуть бути як вміщуючі породи, вилужені на попередніх стадіях, так і глибинні (в т.ч. мантийні) флюїди, які до цього моменту встигають «підійти» до зони глибинного розлому.

Друга переважно мінералоутворююча стадія (II.2м) призводить до появи мінералізації, яка є «чужою» для вміщуючих порід завдяки надходженню глибинних гідротермальних розчинів та флюїдів. Тут також природні електромагнітні поля відіграють певну роль в локалізації зруденіння. На цієї стадії формуватимуться прожилкові і прожилково-вкраплені рудні тіла, що мають підвищену електропровідність.

Третя переважно тектонічна (II.3т) та третя переважно мінералоутворююча стадії (II.3м) і подальші відбуваються за аналогічними схемами і добре вивчені на багатьох рудних родовищах. Вони мають принципове значення на локальному рівні, безпосередньо залежать та характеризують кількість тектонічних активізацій і визначають стадійність мінерало- і рудоутворення в певних ділянках зон глибинних розломів.

Третій (III) завершальний (післярудний) етап проявляється при практично повній відсутності тектонічної активності і знаменує закінчення гідротермального процесу. Тут утворюється пострудна кварц-карбонатна мінералізація [1].

Висновки. Запропонована уточнена геолого-генетична модель формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів дозволяє зрозуміти закономірності розповсюдження накладеної мінералізації в зоні глибинного розлому. Згідно моделі, найбільш сприятливі умови для рудоутворення виникають у вузлах перетину ортогональної системи розломів, а також основного і діагонального (що оперяє) розломів. При цьому зона основного розлому буде рудопідвідною, а ортогональний і діагональний розриви – рудо-локалізуючою.

Список літератури

1. Пикареня Д.С. Геолого-тектонічна модель формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах глибинних розломів // Зб. наук. праць НГУ. – №32. – Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009. – С. 5 – 17.
2. Егоров Д. Г. Преобразование и перенос вещества в сдвиговых зонах земной коры: приложение концепции к обоснованию генезиса полосчатой железорудной формации Кольского полуострова // Вестник МГТУ. – 2002. – Т. 5, № 1. – С. 141–152.
3. Гохберг М. Б. Электромагнитные эффекты при разрушении земной коры / М. Б. Гохберг, И.Л. Гуфельд, Н.И. Гершензон // Изв. АН СССР. Физ. Земли. – 1985. – № 1. – С. 72–87.
4. Геолого-генетична типізація золоторудних родовищ України / [Бобров О. Б., Сіворов А. О., Гурський Д. С. та ін.] – К.: УкрДГРІ, 2004. – 368 с.
5. Рудные месторождения СССР / [Ред. В.И. Смирнов]. – Т.2. – М.: Недра, 1978. – 399 с.

*Рекомендовано до публікації д.геол.н. Приходченком В.Ф.
Надійшла до редакції 22.06.2011*

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ВОСТОЧНОМ УЧАСТКЕ МАЛЫШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫХ РУД

Проведен выбор и обоснование технологической схемы развития горных работ на восточном участке Малышевского месторождения титано-циркониевых руд в условиях сокращения фронта вскрышных и добычных работ.

Проведено вибір та обґрунтування технологічної схеми розвитку гірничих робіт на східній ділянці Малышевського родовища титано-цирконієвих руд в умовах скорочення фронту розкривних і видобувних робіт.

A choice and ground of flowsheet of development of mountain works is conducted on the east area of Malyshevskogo of deposit of titano-zirconia ores in the conditions of reduction of front of stripping and booty works.

Вольногорский горно-металлургический комбинат (ВГМК) разрабатывает Восточный участок Малышевского месторождения титано-циркониевых руд открытым способом. Запасы руды месторождения сосредоточены в трех параллельных залежах: I-я средняя залежь, II-я средняя залежь и Южная залежь. Проектная производительность карьера по добыче рудных песков – 5,5 млн. м³/год. Среднегодовая производительность по вскрыше – 19,4 млн. м³.

Основной проблемой выполнения плановых показателей работы ВГМК на период 2011-2014 гг. является существенное сокращение фронта добычных и вскрышных работ при прохождении его в районе с. Петровка и балки Сербина. Из-за необходимости обхода западной окраины с. Петровка фронт горных работ на карьере №7 «Юг» уменьшится на 300 м. Такое сокращение длины фронта работ приведет не только к уменьшению производительности карьера по добыче, но и по вскрыше из-за снижения производительности роторного комплекса НКМЗ (ЭРШР-1600-40/10), разрабатывающего передовой вскрышной уступ.

В связи с этим выбор и обоснование технологической схемы развития горных работ на восточном участке Малышевского месторождения, обеспечивающей плановые показатели комбината по добыче рудных песков при сокращении фронта горных работ является актуальной научной задачей.

Основной отличительной особенностью открытой разработки Восточного участка Малышевского месторождения является то, что он отрабатывается двумя смежными карьерами № 7 «Юг» и «Север». Это позволяет при выборе вариантов технологических схем для сравнительной оценки учитывать возможность некоторого повышения интенсивности горных работ на одном и соответственного уменьшения ее на другом из этих карьеров.

С учетом того, что вскрышной комплекс НКМЗ может достичь по пессимистическому прогнозу 5,0 млн. м³/год, а с учетом сокращения длины фронта вскрышных работ – 4,7 млн. м³/год, передовой вскрышной уступ на карьере «Юг» следует рассматривать, как ограничивающий горизонт, следовательно, распределение высот уступов, а также и экономическая оценка рассматриваемых вариантов должны производиться с учетом вышеотмеченного. Необходимо

отметить, что в теории и практике открытой разработки горизонтальных и пологих месторождений расчет параметров системы разработки (прежде всего высот вскрышных уступов), а также выбор комплекса вскрышного оборудования производится по основному (надрудному) уступу.

В общую сравнительную технологическую и экономическую оценку включен вариант, предусматривающий достижения комплексом НКМЗ максимально возможной его годовой производительности 7,0-7,5 млн. м³ (оптимистический прогноз), которая была предусмотрена календарным планом ВГМК развития горных работ на рассматриваемом участке в 2010 г.

Основные ограничивающие исходные условия, принятые при рассмотрении (подборе) вариантов для общей сравнительной оценки:

- обеспечение заданной ВГМК производственной мощности карьеров №7 по добыче руды на период 2011-2014 гг.;

- применение существующего (действующего) основного технологического оборудования на вскрышных и добычных уступах;

- ограничивающим горизонтом на карьере «Юг» служит передовой вскрышной уступ;

- производительность комплексов ЭКГ+а/лов, разрабатывающих два нижних вскрышных уступа, не является ограничивающим фактором при рассмотрении вариантов. Поскольку имеется существенный резерв производительности. Кроме того, на отдельных участках нижнего надрудного уступа могут быть использованы экскаваторы-драглайны (ЭШ-10/70), которые и используются в настоящее время.

С учетом вышеизложенного, для общей сравнительной технологической и экономической оценки приняты следующие варианты.

Карьер «Юг»

Ю – карьер «Юг» работает в 2011 году с годовым подвиганием равным 523м, опережая фронт вскрышных работ карьера «Север». Производительность комплекса НКМЗ принята 7,5 млн. м³/год в соответствии с календарным планом ВГМК на 2010 год. Отметка стояния НКМЗ не фиксируется;

IIю – то же, но комплекс НКМЗ работает при постоянной высоте уступа, равной 25 м, т.е. отметка состояния комплекса НКМЗ фиксируется;

IIIю – то же, что и вариант *Ю*, но производительность комплекса НКМЗ принята равной 6,0 млн. м³/год;

IVю – то же, что и в варианте *IIIю*, но производительность НКМЗ принята равной 5,0 млн. м³/год.

Результаты произведенных расчетов по выбору рационального варианта развития горных работ на карьере «Юг» приведены в таблицах 1-4.

В табл. 1 приведены результаты расчетов основных показателей, позволяющих определить технологическую и экономическую эффективность варианта *Ю* развития горных работ на рассматриваемый период времени 2011-2014 год. В таблице 2010 год включен в расчеты как базовый с целью оценки приемлемости принятого методологического подхода к установлению показателей: годового подвигания фронта горных работ, распределения высот уступов, годовых объемов вскрышных работ и эксплуатационных затрат на их проведение.

Основным преимуществом варианта *Ю* развития горных работ является то, что большая часть объемов вскрыши выполняется комплексом машин непрерывного действия НКМЗ при максимально возможной высоте уступа 35-40 м, а комплексом машин циклического действия – незначительная часть этого объема – 0,5-0,6 млн. м³/год. Это позволяет достичь сравнительно небольших годовых суммарных эксплуатационных затрат (ΣZ_i), которые можно определить по формуле:

$$\sum_{i=1}^4 Z_i = V_{\text{Эр}}^B \cdot C_{\text{Эр}} + V_{\text{ЭкГ}}^B \cdot C_{\text{ЭкГ}}, \text{ млн. м}^3/\text{год},$$

где $V_{\text{Эр}}^B$ и $V_{\text{ЭкГ}}^B$ – соответственно годовые объемы вскрыши комплекса НКМЗ и комплекса «ЭКГ+а/лы, млн. м³/год;

$C_{\text{Эр}}$ и $C_{\text{ЭкГ}}$ – соответственно себестоимости 1 м³ вскрыши, извлекаемой указанными комплексами, грн/м³;

i – порядковый номер года $i=1,2,3,4$, что соответствует 2011, 2012, 2013, 2014 гг.

Установление величин $C_{\text{Эр}}$ и $C_{\text{ЭкГ}}$ произведено по корреляционным (эмпирическим) зависимостям [1].

К недостаткам варианта *Ю* следует отнести:

- 1) происходит значительное опережение фронта горных работ карьера «Юг» относительно карьера «Север» на 200 м;
- 2) отметки горизонтов, на которых будут находиться роторные комплексы НКМЗ и ТК-2 будут не совпадать;
- 3) высота вскрышного (передового) уступа будет постоянной.

Указанные недостатки усложнят организацию горных работ. Кроме того, достижение комплексом НКМЗ производительности 7,0-7,5 млн. м³/год вряд ли будет возможным.

В табл. 2 приведены результаты расчетов по варианту *Шю*, отличающегося от *Ю* тем, что высота передового уступа постоянна и равна $H_2 = 25$ м, т.е. отметка расположения комплекса НКМЗ (ЭРШР) является фиксированной (+133,0 м). Это позволяет упростить работу комплекса.

Существенным недостатком варианта *Шю* является увеличение годовых объемов вскрыши, которые должны выполняться комплексом оборудования циклического действия ЭКГ+а/лы. В то же время комплекс НКМЗ будет неэффективно использоваться при меньших годовых объемах вскрыши. Такое перераспределение объемов вскрыши значительно повышает суммарные эксплуатационные затраты ΣZ_i , которые увеличиваются при варианте *Шю* в 1,6 раза по сравнению с первым вариантом.

Вариант *Шю* развития горных работ на карьере №7 «Юг» отличается от *Ю* варианта только тем, что производительность роторного комплекса НКМЗ принята для расчетов равной 6,0 млн. м³/год. Из результатов расчетов (табл. 3) видно, что суммарные эксплуатационные затраты на вскрышные работы за рассматриваемый период времени (2011-2014гг) несколько увеличиваются на 9,1 %, что составляет 9,2 млн. грн.

Таблица 1

Годовые и расчетные показатели развития горных работ карьера № 7 «Юг» (вариант Ю)

Годы разработки месторождения	Производительность комбината (план), $Q_{вгmk}$ тыс. м ³ /год	Производительность по добыче (план) $Q_{ли}$ тыс. м ³ /год	Требуемое подвигание фронта горных работ, Пг.т, м/год	Производительность ЭРШР-1600, $Q_{эр}$, млн. м ³ /год	Рациональные выходы уступов по вскрыше, м		Годовые объемы вскрыши, млн. м ³			Эксплуатационные затраты на вскрышные работы, млн. грн/год		
					передового, Н ₂	надрудного Н ₁	на пешередовом уступе, V _{Г2}	на надрудном уступе, V _{Г1}	Всего V _{ГВ}	Передовой уступ (ЭРШР) Зэ ₂	Надрудный уступ (ЭКГ) Зэ ₁	Всего ΣЗэ
2010	$\frac{5110}{19525^*}$	$\frac{2050}{12070^*}$	320	7,5 (план)	26	14	7,5	4,5	12,0	15,0	45,0	60,0
2011	$\frac{5500}{18500}$	$\frac{2135}{8500}$	523	7,0 **	30	7	7,0	1,7	8,7	15,8	17,0	32,8
2012	$\frac{5035}{17900}$	$\frac{1990}{8200}$	384	(расчетная величина)	31	13	5,8	2,5	8,3	18,7	25,0	43,7
2013	$\frac{4300}{12400}$	$\frac{1450}{4900}$	265		40	4	5,3	0,5	5,8	18,9	5,0	23,9
2014	$\frac{4090}{11600}$	$\frac{1640}{6100}$	312		36	4	5,7	0,6	6,3	16,1	6,0	22,1
Итого эксплуатационные затраты на вскрышные работы по варианту Ю – 122,5 млн. грн (без 2010 Г)												

Примечание: * – в знаменателе производительность по вскрыше

** – производительность ЭРШР-1600 с учетом сокращения длины фронта вскрышных работ

Таблица 2

Плановые и расчетные показатели развития горных работ карьера № 7 «Юг» (вариант IIю)

Годы разработки месторождения	Производственная мощность комбината (план), $Q_{ВГМК}$ тыс. м ³ /год	Производительность по добыче (план) $Q_{ПД}$ тыс. м ³ /год	Требуемое подвижение фронта горных работ, Пг.т, м/год	Производительность ЭРШР-1600, $Q_{ЭР}$	Средняя мощность вскрыши, H_6 , м	Рациональные высоты уступов по вскрыше, м		Годовые объемы вскрыши, млн. м ³			Эксплуатационные затраты на вскрышные работы, млн. грн/год		
						передового, H_2	надрудного H_1	на пере- до- вом ус- ту- пе, $V_{Г2}$	на над- руд- ном ус- ту- пе, $V_{Г1}$	Всего $V_{ГB}$	Пере- довой уступ $Z_{Э2}$	Над- руд- ный уступ $Z_{Э1}$	Всего $\Sigma Z_{Э}$
2011	$\frac{5500}{18500^*}$	$\frac{2135}{8500^*}$	523	7,0 ** млн. м ³ /год	37	25	12***	5,9	2,8	8,7	19,18	34,44	53,62
2012	$\frac{5035}{17900}$	$\frac{1990}{8200}$	384		44	25	19	4,7	3,6	8,3	19,51	36,72	56,23
2013	$\frac{4300}{12400}$	$\frac{1450}{4900}$	265		44	25	19	3,3	2,5	5,8	17,59	33,75	51,34
2014	$\frac{4090}{11600}$	$\frac{1640}{6100}$	312		40	25	15	5,1	1,2	6,3	19,63	19,20	38,83

ΣΣЗэ=200,02 млн. грн/год

Примечание: * – в знаменателе – производительность карьеров № 7 по вскрыше; в числителе – по добыче;

** – производительность ЭРШР;

*** – высота надрудного вскрышного уступа при расчетах не разбивалась на 2 уступа

Таблица 3

Расчетные показатели развития горных работ карьера № 7 «Юг» (вариант IIIю)

Годы разработки месторождения	Требуемое подвигание фронта работ, Пг.т, м/год	Производительность ЭРШР-1600, Q _{эр}	Средняя мощность вскрыши, H _в , м	Рациональные высоты уступов по вскрыше, м		Годовые объемы вскрыши, млн. м ³	Эксплуатационные затраты на вскрышные работы, млн. грн/год				
				передового, H ₂	надрудного H ₁		на передовом уступе, V _{Г1}	на надрудном уступе, V _{Г2}	на передовой уступ Зэ ₂	Надрудный уступ Зэ ₁	Всего ΣЗэ
2011	523	6,0 млн. м ³ /год (оптимистически)	37	26	11	6,0	2,7	8,7	18,0	27,0	45,0
2012	384		44	32	12	6,0	2,3	8,3	18,0	23,0	41,0
2013	265	прогнозная величина)	44	40	4	5,27	0,53	5,8	19,4	5,3	27,4
2014	312		40	38	2	6,0	0,3	6,3	18,0	3,0	21,0

ΣΣЗэ=131,7 млн. грн/год

Таблица 4

Расчетные показатели развития горных работ карьера № 7 «Юг» (вариант IVю)

Годы разработки месторождения	Требуемое подвигание фронта работ, Пг.т, м/год	Производительность ЭРШР-1600, Q _{эр}	Средняя мощность вскрыши, H _в , м	Рациональные высоты уступов по вскрыше, м		Годовые объемы вскрыши, млн. м ³	Эксплуатационные затраты на вскрышные работы, млн. грн/год				
				передового, H ₂	надрудного H ₁		на передовом уступе, V _{Г1}	на надрудном уступе, V _{Г2}	на передовой уступ Зэ ₂	Надрудный уступ Зэ ₁	Всего ΣЗэ
2011	523	5,0 млн. м ³ /год (оптимистически)	37	21	16	5	3,7	8,7	19,5	37,0	56,5
2012	384		44	26	18	5	3,3	8,3	19,5	33,0	52,5
2013	265	прогнозная величина)	44	38	6	5	0,8	5,8	19,5	8,0	27,5
2014	312		40	32	8	5	1,3	6,3	19,5	13,0	32,5

ΣΣЗэ=169,0 млн. грн/год

Такое увеличение затрат объясняется тем, что при снижении годовой производительности комплекса НКМЗ с 7 до 6 млн. м³/год возрастает себестоимость разработки им 1 м³ вскрыши. Несмотря на указанное увеличение затрат на вскрышные работы вариант *IIIю*, как и вариант *Iю* более эффективнее варианта *IIю*.

В табл. 4 приведены результаты расчетов для *IVю* варианта развития горных работ на карьере «Юг», предусматривающего как и в *Iю* и в *IIIю* вариантах переменную по годам эксплуатации месторождения высоту передового вскрышного уступа.

Отличие варианта *IVю* от рассмотренных, заключается в том, что производительность комплекса НКМЗ принята 5,0 млн. м³/год (пессимистический прогноз). Такая величина производительности комплекса может быть достигнута с наибольшей степенью вероятности, учитывая физический износ оборудования этого комплекса и фактически достигнутую производительность в 2009 и текущем 2010 годах.

Как видно из табл. 4, при небольшой производительности комплекса, произойдет перераспределение годовых объемов вскрыши, с уменьшением их на передовом и увеличением на надрудном вскрышных уступах. Рассмотрим, например, 2011 год. Приравняем $V_{г}^B = Q_{э}$, поскольку годовой объем вскрыши должен соответствовать годовой производительности экскаватора.

Для обеспечения равномерного подвигания фронтов горных работ на смежных уступах должно выполняться условие:

$$\frac{Q_{э2}}{Q_{э1}} = \frac{H_2}{H_1} \quad (1)$$

где $Q_{э2}$ и $Q_{э1}$ – соответственно производительность роторного комплекса НКМЗ и комплекса ЭКГ+а/лы, млн. м³/год;

H_2 и H_1 – соответственно высоты передового и надрудного вскрышных уступов, м.

При известных величинах $V_{г}^B$, $V_{г2}$ и $V_{г1}$ (см. табл. 4) найдем из выражения (1) соотношение высот H_2 и H_1

$$\frac{Q_{э2}}{Q_{э1}} = \frac{5}{3,7} = 1,35; \quad \frac{H_2}{37 - H_1} = 1,35; \quad H_2 = 21 \text{ м}; \quad H_1 = 16 \text{ м}.$$

Суммарные затраты на вскрышные работы по варианту 4 составили 169 млн. м³.

Таким образом, проведенные исследования позволили установить, что наиболее экономически выгодной технологической схемой производства вскрышных работ на карьере «Юг» Вольногорского горно-металлургического комбината является схема *Iю*, при этом эксплуатационные затраты на вскрышные работы – 122,5 млн. грн/год.

Основным преимуществом варианта *Ію* развития горных работ является то, что большая часть объемов вскрыши выполняется комплексом машин непрерывного действия НКМЗ при максимально возможной высоте уступа 35-40 м.

Основным недостатком варианта *Ію* является то, что при использовании данной схемы происходит значительное опережение фронта горных работ карьера «Юг» относительно карьера «Север» на 200 м, а отметки горизонтов, на которых будут находиться роторные комплексы НКМЗ и ТК-2 будут не совпадать. Кроме того, производительность комплекса НКМЗ - 7,0-7,5 млн. м³/год вряд ли будет возможной.

Эксплуатационные затраты на вскрышные работы варианта технологической схемы производства вскрышных работ *ІІю* составляет 131,7 млн. грн/год. Однако данный вариант технологической схемы является наиболее реальным, т.к. в варианте принята реальная производительность роторного комплекса НКМЗ.

Список литературы

1. Собко Б.Е. Прогнозная оценка производительности вскрышных комплексов и ее влияние на себестоимость разработки горных пород /Б.Е.Собко, А.М. Маевский // Збірник наукових праць НГУ.- 2010.- № 35.-Т.2- С. 193-198.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції 20.06.11*

УДК 622.271.33

© В.І. Тимошук, В.В. Тішков, О.О. Шустов, Н.А. Нікіфорова

МОДЕЛЮВАННЯ ГЕОФІЛЬТРАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ ОБВОДНЕНОГО РОДОВИЩА ВІДКРИТИМ СПОСОБОМ

Обоснована расчетная схема и фильтрационные параметры гидродинамической модели месторождения. Проанализирован гидродинамический режим подземных вод при отработке месторождения открытым способом. Приведена оценка геомеханической устойчивости угольной толщи на дне разрезной траншеи.

Обґрунтована розрахункова схема й фільтраційні параметри гідродинамічної моделі родовища. Проаналізований гідродинамічний режим підземних вод при відпрацюванні родовища відкритим способом. Наведена оцінка геомеханічної стійкості вугільної товщі на дні розрізної траншеї.

A calculation chart and lauter parameters of hydrodynamic model of deposit is grounded. The hydrodynamic mode of underwaters at working off the open-cast deposit is analysed. The estimation of geomechanical stability of coal layer on the bottom of cut trench is resulted.

Відомо, що нахилені родовища корисних копалин занурюються у надра до глибини 300 – 400 м і їх розробка відкритим способом супроводжується вийманням значних об'ємів порід розкриття, які суттєво обводнені. Окрема ж група буровугільних родовищ у соляних штоках характеризується напірними підземними

водами, що повсемірно обводнюють не тільки породи розкриву і пласти корисних копалин, а й розповсюджуються на значну глибину від проектних контурів кар'єрного поля. Тому до останнього часу розробка таких родовищ не ведеться. Це пояснюється тим, що поряд з великою потужністю пластів корисних копалин, наприклад, на Ново-Дмитровському родовищі сумарна потужність трьох пластів бурого вугілля досягає 115 м, прогнозний приплив підземних вод становить 60 – 70 тис. м³/год при гідравлічному тиску до 3 – 5 тис кПа. Зниження тиску підземних вод і осушення гірського масиву на робочих горизонтах за відомими технологіями здійснювати технічно складно й економічно невигідно.

Прогнозна оцінка гідродинамічного режиму підземних вод в умовах проекту відпрацювання Ново-Дмитрівського родовища виконана з використанням чисельного геофільтраційного моделювання, реалізованого на базі методу кінцевих різниць [1]. У реальних координатах геофільтраційна модель родовища представлена областю фільтрації розмірами 6,8 км у меридіональному напрямку і 2,6 м – у широтному. Розмір окремих розрахункових блоків моделі становить 200×200 м, загальна площа модельованої області – 10,92 км². У вертикальному перерізі чисельна модель відповідно до геологічної будови родовища й умов залягання водоносних горизонтів представлена п'ятишаровою товщею, окремі частини якої розділені різними по проникності водотривкими шарами. Першим розрахунковим шаром у геофільтраційній моделі моделюється товща піщано-глинистих водопроникних відкладень четвертинного віку, що залягає суцільним чохлом і перебиває вуглевмісні породи. Для цих відкладень характерно близьке до горизонтального залягання при порівняно витриманій потужності. Живлення приуроченого до них водоносного горизонту здійснюється як за рахунок атмосферних опадів, так і припливу із суміжних територій, розвантаження – у розгалужену балкову систему. Другим і третім шарами моделюються вугільні поклади відповідно до Верхньої й Складної лінз родовища. Характерним для цих відкладень є їхнє похиле залягання у межах крил лінз і практично горизонтальне – в їхній центральній частині.

Основна лінза у чисельній моделі представлена четвертим шаром, що має залягання, аналогічне другому й третьому водопроникним шарам у геофільтраційній моделі. Найбільш потужний і водовмісний горизонт, приурочений до підвугільної товщі пісків. У чисельній моделі він представлений п'ятим шаром, що також має мульдоподібне залягання. У силу відсутності виражених водотривких порід у покрівлі п'ятого шару, останній розглядається як єдина водопроникна товща разом із вугільним покладом четвертого горизонту.

Гіпсометричні поверхні покрівлі й підшоши розрахункових шарів у чисельній моделі задані за даними розвідувального буріння у вигляді рівневих поверхонь, що дозволило деталізувати просторовий розподіл потужності водопроникних і поділяючих шарів та їх водопроникність. Гідродинамічно розглянута область на земній поверхні представлена водороздільною частиною із границями, відповідними до контурів мульдоподібної воронки, на яких здійснюється живлення водою з боку суміжних територій на ділянках виходу вуглевмісних порід під четвертинні відкладення. Гідродинамічна схематизація виконана з урахуванням особливостей живлення й розвантаження водоносних горизонтів

і враховує характер гідродинамічних режимів у верхньому й нижньому водоносних комплексах (рис. 1).

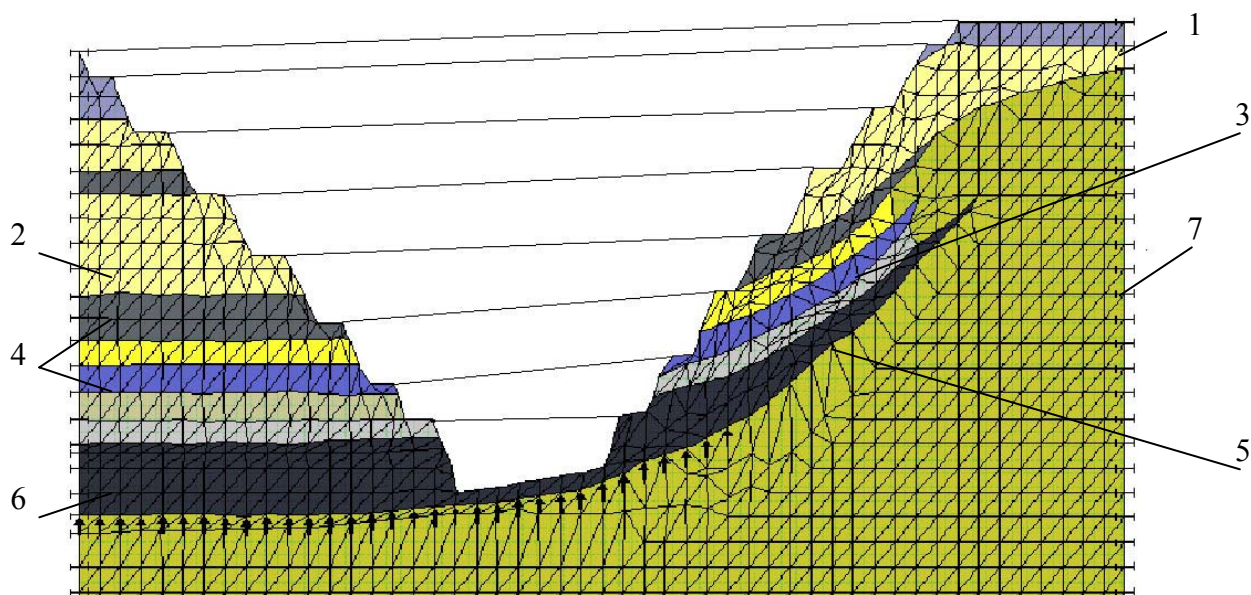


Рис. 1. Схема до моделювання гідрогеологічних умов Ново-Дмитрівського родовища: 1 – четвертинні суглинки, супісі; 2, 3 – відповідно глини, суглинки вуглисті; 4 – вугілля буре; 5 – діатоміти; 6 – вугілля буре (основна лінза); 7 – підвугільні піски

На контурах живлення й розвантаження моделюємих горизонтів задані умови вилучених границь із забезпеченим водопливом (умова першого роду $H=Const$) і абсолютними відмітками, відповідними до позначок поверхневих водотоків за межами моделюємої області. З урахуванням виконаної гідродинамічної схематизації значення позначок на північно-західному і південно-східному контурах моделюємої області встановлені відповідно рівними 125,00 м і 80,00 м. Вплив віддалених границь у моделі враховувалося введенням параметра взаємозв'язки підземних і поверхневих вод

$$DL = \frac{TS \cdot N}{L + \Delta L}$$

де TS – водопроникність водовмісної товщі, $\text{м}^2/\text{добу}$; N – довжина контуру водоймища в розрахунковому блоці, м; L – відстань від центру блоку до контуру водоймища, м; ΔL – похибка на гідродинамічну недосконалість, м.

Установлена за даними дослідних робіт і режимних спостережень величина гідродинамічної недосконалість тимчасових і малих водотоків становить у середньому $\Delta L = 250$ м. Враховуючи віддаленість границь $H=Const$ при значеннях водопровідності водоносних горизонтів $TS = 5 - 200$ $\text{м}^2/\text{добу}$ величина параметра взаємозв'язки на контурах моделюємої області становить $DL = 0,16 - 6,67$ $\text{м}^2/\text{добу}$ при відстані до контурів живлення $\Delta L = 5000 - 6000$ м. Інфільтраційне живлення у межах моделюємої області оцінене з урахуванням особливостей досліджуваної території і склало величину порядку 50 мм/рік. Причому, його доля, що надходить із суміжних територій у вигляді додаткового контурного живлення, оцінювалася величиною порядку 750 мм/рік. Надалі граничні умови на

границях області фільтрації коректувалися виходячи із загального балансу геофільтраційної моделі при вирішенні зворотних завдань.

Для характеристики просторової мінливості водопровідності водовмісних порід її значення в чисельній моделі розраховувалися в кожному блоці моделюємої області залежно від потужності водоносних горизонтів і корегувалися у процесі вирішення зворотних завдань. При встановленні фільтраційних параметрів за основу прийняті дані інтерпретації дослідно-фільтраційних робіт, виконаних на різних етапах розвідки родовища. Відповідно до результатів цих досліджень значення коефіцієнта фільтрації для різних типів водовмісних порід встановлене єдиним і рівним 1,0 м/добу. Відповідно до наведеного значення діапазон зміни водопровідності по розрахункових пластах у межах моделюємої області склав від 1,0 до 634,0 м²/добу. Коефіцієнт фільтрації розподіляючих шарів у межах моделюємої товщі становив 0,09 м/добу. Ємнісні характеристики водопроникних порід визначалися рівнем коефіцієнта водовіддачі, значення якого для розрахункових шарів відповідно до гідрогеологічних умов і типом відкладань прийняте $\mu=0,1$. Характер рівневих і п'єзометричних поверхонь водоносних горизонтів встановлений за даними розвідницького буріння й урахував загальні закономірності формування гідродинамічного режиму в межах досліджуваної території.

Для обліку розвантаження водоносного горизонту в поверхневій водотоки у межах тальвегів балок Боброва і Кругла в чисельну модель введений коефіцієнт інтенсивності височування, яким забезпечувалася можливість підтримки рівня ґрунтових вод у межах знижених ділянок рельєфу на оцінках, що не перевищують гіпсометричних відміток денної поверхні. Його значення встановлене, виходячи із середнього коефіцієнта фільтрації порід, у межах зони аерації та її потужності й склало 0,1 доб⁻¹.

Збіжність чисельних розрахунків оцінювалася у процесі вирішення зворотних задач за результатами аналізу балансових складових геофільтраційної моделі, а також відповідності початковим положенням рівневої поверхні у четвертинному водоносному горизонті та п'єзометричних поверхонь підземних вод у вугільних шарах і водовмісних супутніх породах. Рішення зворотних задач являло собою сукупність розрахунків, у процесі яких визначався вплив на рівневі поверхні підземних вод послідовних змін інфільтраційного живлення, водопровідності й параметрів взаємозв'язку підземних і поверхневих вод на контурах моделюємої області.

Прийнята гідродинамічна модель Ново-Дмитрівського буровугільного родовища на етапі епігнозного моделювання дозволила виконати оцінку балансових складових моделюємої області відповідно її геолого-структурних і гідрогеологічних особливостей. Представлені рівневі поверхні по розрахункових шарах моделюємої області відтворюють існуючий характер живлення й розвантаження підземних вод у межах природних контурів досліджуваної території.

Розвантаження водоносних горизонтів відбувається до поверхневих водотоків тальвегів балок, причому, для четвертинного водоносного горизонту істотним є наявність зон височування у знижених формах рельєфу. До особливостей гідравлічного взаємозв'язку водоносних горизонтів четвертинного водонос-

ного горизонту, водоносних горизонтів вуглевмісної товщі й товщі підвугільних пісків слід віднести наявність у межах крил мульдopodobної структури великих зон заміщення слабкопроникних глинистих відкладань водопроникними піщаними породами. Характер живлення і розвантаження водоносних горизонтів моделюємої області ілюструється її загальним балансом і балансом по розрахункових шарах, складові якого наведені в таблиці 1.

Таблиця 1

Балансові складові моделюємої області родовища, м³/добу

Складові балансу	Живлення	Розвантаження
Моделюєма область		
Взаємозв'язок з ріками	575,70	-3297,92
Інфільтрація	2646,58	0,00
Погрішність / Неув'язка (%)	-75,64/ -0,279	
Четвертинний водоносний горизонт		
Взаємозв'язок з ріками	20,24	-338,53
Інфільтрація	2646,57	0,00
Перетікання через підшову	0,00	-2329,23
Погрішність / Неув'язка (%)	-0,94/ -0,017	
Верхня вугільна лінза		
Взаємозв'язок з ріками	49,38	-185,07
Перетікання через покрівлю	2329,23	0,00
Перетікання через підшову	0,00	-2195,74
Погрішність / Неув'язка (%)	-2,201 / -0,046	
Складна вугільна лінза		
Взаємозв'язок з ріками	165,84	-914,14
Перетікання через покрівлю	2195,74	0,00
Перетікання через підшову	506,97	-1986,34
Погрішність / Неув'язка (%)	-31,94/ -0,553	
Основна вугільна лінза		
Взаємозв'язок з ріками	166,43	-915,31
Перетікання через покрівлю	1986,34	-506,97
Перетікання через підшову	1256,13	-1992,42
Погрішність / Неув'язка (%)	-5,80/ -0,084	
Товща підвугільних пісків		
Взаємозв'язок з ріками	173,81	-944,87
Перетікання через покрівлю	1992,42	-1256,13
Погрішність / Неув'язка (%)	-34,76 / -0,796	

Аналіз результатів моделювання показав, що основним джерелом живлення водоносних горизонтів у межах моделюємої області є інфільтрація атмосферних опадів і перетікання води з вищележачих горизонтів у нижчележачі через поділяючі їх слабкопроникні шари та ділянки їх виклиновування на кри-

лах мульди; частково – за рахунок підтоку підземних вод із суміжних ділянок на контурах водорозподілів.

Оцінка гідродинамічного режиму підземних вод у моделюємій області при розкритті й відпрацьовуванні родовища відкритим способом виконана за результатами чисельного моделювання в умовах нестационарного режиму фільтрації [2]. Вирішення прогностичних задач геофільтрації являло собою сукупність послідовних рішень, відповідних до розрахункових періодів розвитку гірничих робіт по площі й глибині. Отримані рішення відповідають тимчасовим періодам відпрацьовування родовища протягом 1, 6, 8, 11, 14, 17 і 20 років. Розрахункові періоди встановлені за умови досягнення дном кар'єру позначок покрівлі шарів, що перекривають водовмісні породи четвертинного водоносного горизонту, верхньої, складної та основної вугільних лінз.

Встановлено, що формування депресійної воронки в четвертинному водоносному горизонті відповідає положенню контурів кар'єру в межах проектних контурів. При цьому в горизонтах, що залягають нижче, практично відсутні помітні зміни в рівневному режимі підземних вод. Це пояснюється, з одного боку, наявністю розподіляючих шарів у межах мульдopodobної структури, а з іншого – значними ємнісними запасами вуглевмісної товщі. Величини водопритоков на цей період становлять $2420 \text{ м}^3/\text{доб}$.

На 6-ти літній період розвитку гірничих робіт відповідний до положення дна кар'єру стан покрівлі складної лінзи (абсолютна позначка $-30,00 \text{ м}$) відзначається істотним зростанням дренального впливу контурів розрізної траншеї. Так, практично у всіх розрахункових шарах починається формування гідродинамічних ліній депресій в межах контурів кар'єру. Найбільшому впливу піддаються верхні водоносні горизонти, у меншій мірі – водоносний горизонт підвугільних пісків, що пов'язано з його значними ємнісними запасами. До особливостей цього періоду розкриття родовища слід віднести початок формування зон осушення в межах контурів розрізної траншеї, яке відзначається в четвертинному водоносному горизонті й горизонті верхньої вугільної лінзи. Величини водопритоків у кар'єр на 6 рік ведення гірничих робіт оцінюються об'ємом $19407 \text{ м}^3/\text{добу}$. Їхнє формування відбувається як за рахунок ємнісних запасів, так і задіяних ресурсів з верхніх горизонтів.

Поглиблення кар'єру до позначок покрівлі основної лінзи (8-річний розрахунковий період, позначка дна кар'єру -110 м) супроводжується збільшенням розмірів депресійних воронок у всіх водоносних горизонтах, включаючи і товщу підвугільних пісків. Зниження рівнів води в границях кар'єру й відробка ємнісних запасів приводить до збільшення площі ділянок осушення верхніх горизонтів вуглевмісної товщі. При цьому величина водопритоків у кар'єр на цей період зростає до $52386 \text{ м}^3/\text{добу}$.

Поступальне переміщення розрізної траншеї і її поглиблення до позначки -160 м у міру відпрацьовування покладів (11-літній розрахунковий період) приводить до осушення більш великих ділянок верхніх водоносних горизонтів і зросту кар'єрного водопритоку до $72534 \text{ м}^3/\text{добу}$. Збільшення площі осушення водоносних горизонтів свідчить про переважну роль ємнісних запасів підземних вод у формуванні кар'єрних водопритоків.

Подальше ведення гірничих робіт при поступальному переміщенні розрізної траншеї й відпрацювання порід усередині кар'єрного простору приводить до поступового осушення крайових ділянок буровугільних покладів. Так, при зниженні позначки гірничих робіт від -160 до -200 м на розрахункові періоди експлуатації кар'єру станом на 14 і 17 роки разом з верхніми водоносними горизонтами відзначається поступове осушення також і основної лінзи. При цьому обсяги кар'єрних водопритоків зберігаються на рівні $66 - 76$ тис. $\text{м}^3/\text{добу}$ з тенденцією до поступового зниження.

Результати прогнозних розрахунків на 20-ти літній період відпрацьовування родовища показали, що при положенні дна розрізної траншеї на позначках товщі основної лінзи та віддаленні її від контуру розкриття на відстань 1200 м у напрямку проектного відпрацьовування вугільного шару формуються ще більші зони осушення. При цьому підвугільна товща пісків залишається водовмісною і в ній зберігаються високі значення напорів. Розрахункові величини водопритоків на цей період перебувають у межах $60 - 65$ тис. $\text{м}^3/\text{добу}$.

Для оцінки ефективності глибинного дренажу моделювалася робота дренажних виробок, проведених у товщі Основного вугільного покладу на відстань до 400 м від розрізної траншеї. Встановлено, що при значному віддаленні дренажного контуру від розрізної траншеї відбувається формування незалежної гідродинамічної депресії, що суттєво знижує ефективність випереджувального глибинного дренажу (рис. 2). Розвиток значних градієнтів напорів у межах моделюємої області зумовлене, з одного боку, наявністю слабопроникних поділяючих відкладань, з іншого боку – ємнісними запасами підземних вод, приурочених до потужної товщі підвугільних пісків.

Слід зазначити, що переважна роль інфільтраційного живлення і ємнісної складової у формуванні кар'єрних водопритоків робить малоефективним вертикальний дренаж на границях вуглевмісної товщі. У цих умовах найбільш доцільним з погляду керування гідродинамічним режимом є ведення гірничих робіт з послідовним переміщенням положення розрізної траншеї та складуванням порід розкриття у виробленому просторі при реалізації динамічного контурного дренажу, що забезпечує зниження напорів у межах ділянок, які безпосередньо прилягають до контурів розрізної траншеї. Збереження розмірів розрізної траншеї у цьому випадку буде забезпечувати сталість дренажного контуру кар'єру й, відповідно, зниження об'ємів, що формуються кар'єрними водопритокими у міру відробки статичних запасів підземних вод у товщі підвугільних пісків.

Для оцінки гідромеханічної стійкості вугільної товщі на дні розрізної траншеї в межах основної лінзи виконано дослідження напружено-деформованого стану вуглевмісних порід з використанням засобів чисельного геомеханічного моделювання. При цьому чисельна модель являла собою кінцево-елементну апроксимацію вивчаємої області мережею трикутних елементів із заданими фізико-механічними характеристиками відповідно до геолого-структурної будови Ново-Дмитрівського родовища.

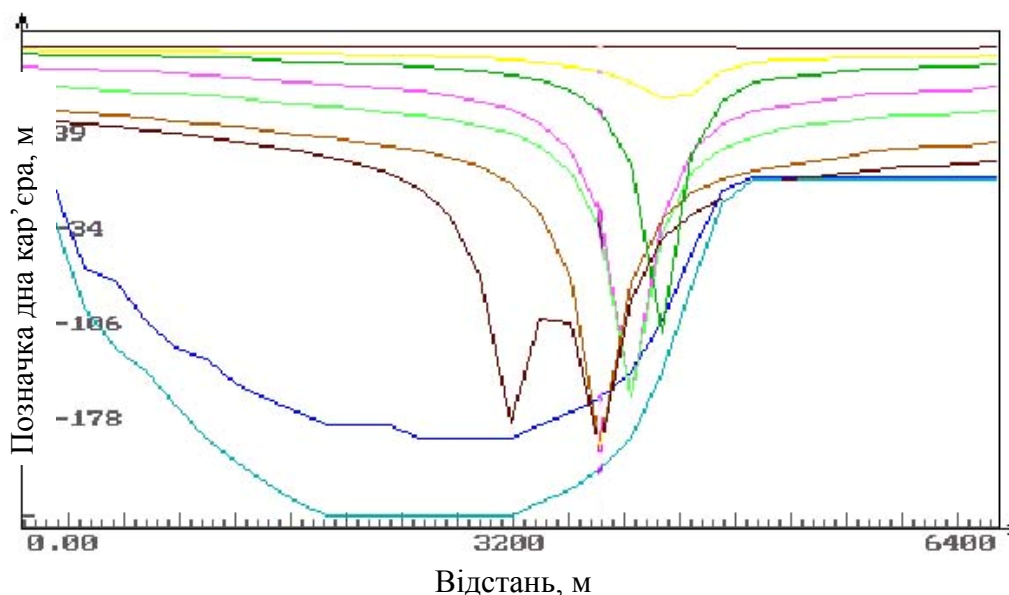


Рис. 2. Рівневі поверхні водоносних горизонтів вуглевмісної товщі кар'єру за різні періоди ведення гірничих робіт при експлуатації дренажних споруджень, м

Розміри моделюємої області визначені з умови мінімізації впливу зовнішніх контурів моделі на напружено-деформований стан досліджуємого масиву охоплюють геологічний розріз довжиною 2600 м і глибиною 540 м. Площа окремих елементів становить 1250 – 2500 м² при загальній площі моделюємої області близько 1,4 млн. м².

Силовa взаємодія між елементами в чисельній моделі забезпечувалася дією гравітаційних сил, зумовлених масою породної товщі. Значення розрахункових параметрів фізико-механічних властивостей для геолого-літологічних різновидів порід змінювалися в діапазоні: модуль деформації $E = 3000 - 35000$ кПа; питома вага $\gamma = 15,35 - 20,01$ кН/м³; питома зчеплення $C = 0,1 - 126,0$ кПа, кут внутрішнього тертя $\varphi = 11,0 - 33,0$ град.

Методикою моделювання передбачався розгляд сукупності чисельних рішень, які виконувалися відповідно до можливої зміни напружено-деформованого стану породного масиву й виникнення у межах вугільного цілика на підставі розрізної траншеї зон позамежного деформування при різних величинах залишкового напору в підвугільних пісках. Останній у чисельній моделі імітувався набором зосереджених сил у ґрунті вугільної цілини.

При цьому чисельні рішення представляли постановку й проведення обчислювального експерименту, який полягав у прогнозній оцінці напружено-деформованого стану породного масиву в умовах зміни значень контурних навантажень у підшві вугільного цілика. До розгляду були прийняті варіанти рішень при довжині розрізної траншеї 500 м і потужності вугільного цілика 5, 10, 20, 40 і 60 м.

Критерієм нестабілізованого розвитку процесу руйнування вугільного цілика у чисельній моделі був необмежений ріст деформацій за умови «виходу» елементів моделі до області пластичного плину. У чисельнім рішенні це виражалася відсутністю збіжності ітераційного процесу, який контролюється наборо-

ром теоретичних напруг по граничному стану. Отримані по варіантам чисельних рішень результати являли собою поля станів елементів моделі, які відображали характер їх деформування при різній комбінації потужності вугільного цілика й величини залишкового напору в його підшві. Наведені на рис. 1.5 поля елементів відповідають граничному стану вугільної цілини при заданій величині залишкового напору: 1 – пружне деформування; 2 – пластичний плин; 3 – розривні деформації.

За результатами моделювання встановлено, що при досягненні дном кар'єру підшви контуру основної вугільної лінзи 500 м, стійкий стан вугільного масиву забезпечується за умови, коли потужність цілика буде не менше половини величини залишкового напору підземних вод. Характер зв'язку потужності вугільного цілика й залишкового напору за умови збереження геомеханічної стійкості цілини, установлений за результатами моделювання, показаний на рис. 3.

Дослідження гідрогеологічних умов родовища призводять до висновку, що для створення безпечних умов розкриття та розробки родовища потрібно проведення комплексу дренажних заходів основною метою яких являється осушення харківського водоносного горизонту на крилах мульди, зниження його напору до підшви основної вугільної лінзи, а також обмеження надходження води до видобувних вибоїв з порід розкривної товщі.

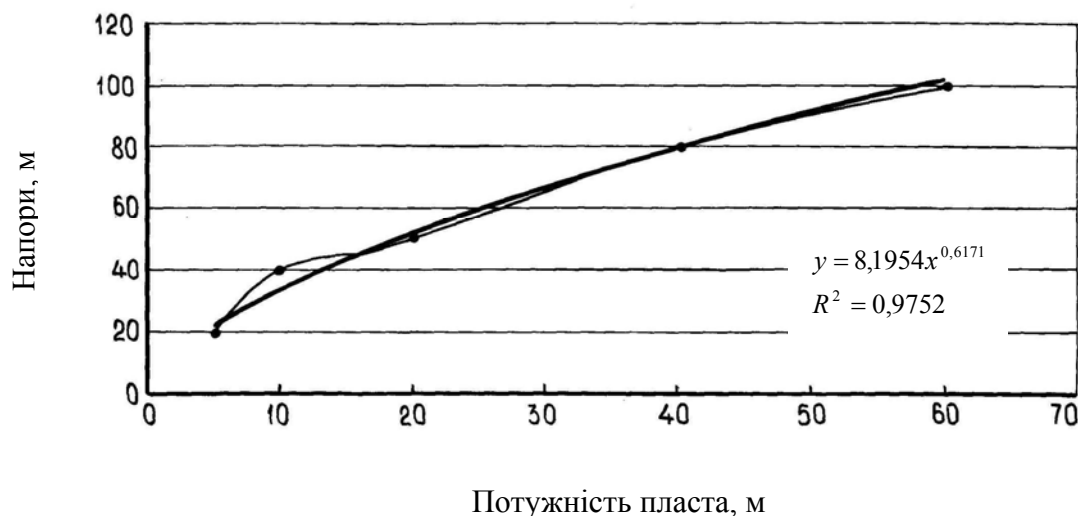


Рис. 3. Графік співвідношення залишкових напорів і потужності вугільного цілика у підшві розрізної траншеї, що забезпечують його геомеханічну стійкість

Для підвищення ефективності дренажного водозниження у наведених умовах доцільним представляється реалізація динамічного контурного дренажу, що забезпечує зниження напорів у межах ділянок, що безпосередньо прилягають до границь розрізної траншеї.

Список літератури

1. Фадєєв А.Б. Метод кінцевих елементів у геомеханіці. – М.: Надра, 1987.
2. Ломакін Є.А., Мироненко В.А., Шестаков В.М. Чисельне моделювання фільтрації підземних вод. – М.: Надра, 1988.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Дриженком А.Ю.
Надійшла до редакції 19.05.11*

© Л.И. Мещеряков, Н.А. Дудля, В.А. Бородай,
Д.В. Хархардина, Ясир Юсеф Хусейн Аль Хатиб

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ НАГРУЗОК НА ЛОКАЛЬНО УСТОЙЧИВЫЕ СОСТОЯНИЯ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Представлены результаты исследования устойчивости конструкций различных типов барабанных мельниц мокрого самоизмельчения к разрушению вследствие нарушения локально устойчивого состояния.

Представлені результати дослідження стійкості конструкцій різних типів барабаних млинів мокрого самоподрібнення до руйнування унаслідок порушення локально стійкого стану.

Results are presented of research of stability of constructions of different types of drum mills of the wet samoizmelcheniya shallow to destruction because of violation locally of stable state.

Постановка проблемы. Барабанные мельницы (БМ), как крупногабаритные технические конструкции, с позиций теории катастроф могут быть описаны с помощью потенциальной функции, минимальное значение которой определяет локально устойчивое состояние конструкции. При этом состояние БМ описывается положением точки в некотором пространстве состояний конструкции. С увеличением нагрузки на конструкцию БМ потенциальная функция изменяется. Значительная нагрузка может привести к потере устойчивости конструкции БМ, т.е. к её разрушению вследствие нарушения локально устойчивого состояния, которое является для данной системы расчётным. Методы теории катастроф позволяют определить чувствительность БМ как к несовершенству ее конструкции, так и к динамическому воздействию и соответственно к равновесию, устойчивости и потере устойчивости, а также к возможным формам разрушения. Ввиду того, что между элементами БМ существует сильная связь, то последнее обстоятельство имеет важное практическое значение, так как свидетельствует о том, что в оптимизируемых системах БМ, составленных из нескольких конструктивных элементов, могут проявляться неожиданные формы разрушения с жесткой чувствительностью к несовершенству.

Анализ последних исследований и публикаций. Конструкции БМ собираются из большого числа отдельных элементов. Поэтому анализ процесса разрушения, проводился методами теории бифуркации. Используемые при этом стандартные алгоритмы вычисления универсального возмущения обеспечивают систематизированный подход к изучению оптимизируемых систем БМ, спектра форм их разрушения и типа чувствительности таких систем к несовершенству.

Цель работы – исследование устойчивости конструкций различных типов барабанных мельниц мокрого самоизмельчения, к разрушению вследствие нарушения локально устойчивого состояния.

Результаты исследований. Для описания свойств конструкции БМ, модели или реальной физической системы прежде всего вводились координаты

состояния системы $x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$ или так называемые параметры порядка. Также вводилось дополнительное множество параметров $c_1, c_2, c_3, \dots, c_k$ которые будут представлять нагрузку (внешние силы) на систему, дефекты, возникшие при изготовлении элементов конструкции, и дефекты, появившиеся в процессе сборки системы БМ [4].

Общая энергия ξ подобной системы БМ, есть сумма кинетической (KE) и потенциальной энергии (PE)

$$\xi = KE + PE \quad (1)$$

Кинетическую энергию допустимо представить в виде положительно определённой квадратичной формы от обобщённых скоростей, а потенциальную энергию как функцию переменных состояния и управляющих параметров:

$$KE = 1/2 M_{ij} x_i x_j \geq 0, \quad PE = V(x; c)$$

Вначале необходимо рассмотреть системы БМ, для которых $KE = 0$ и $\xi = V$, т.е. как статические консервативные системы. В этом случае равновесные конфигурации конструкции БМ в пространстве параметров порядка определяются минимумом ξ и условия равновесия, устойчивости и потери устойчивости могут быть записаны соответственно как

$$\nabla V = 0; \quad V_{ij} \square M_k^n; \quad k = 0; \quad \det V_{ij} = 0. \quad (2)$$

Такая форма записи в полной мере показывает, почему теория катастроф может быть полезным инструментом при описании равновесия, устойчивости и характера разрушения физических конструкций БМ.

Рабочие конструкции БМ обычно проектируется таким образом, чтобы были обеспечены определённые рабочие параметры. Однако подобное возможно только при условии использования совершенных материалов и при участии профессиональных исполнителей. Чаще созданная система БМ не полностью соответствует проектируемым параметрам. Поэтому ничего нельзя сказать заранее о степени нарушения такого соответствия, но можно представить чувствительность формируемой конструкции к дефектам, которые могут быть в ней обнаружены. Для этого необходимо потенциальную функцию $V(x; c)$, описывающую состояние идеальной системы БМ, разложить в ряд вблизи проектируемого состояния равновесия, устойчивого при малых внешних нагрузках:

$$V(x; F) = 1/2 \cdot V_{ij}(F) x_i x_j + \text{члены} \cdot \text{более} \cdot \text{высокой} \cdot \text{степени} \quad (3)$$

Постоянный член не имеет существенного значения и может быть опущен. Линейный член отсутствует в силу выполнения в точке $x = 0$ условия $\partial V / \partial x_i = 0$, и ряд Тейлора будет начинаться с квадратичных членов. Коэффициенты ряда Тейлора являются функциями управляющих параметров. При отсутствии дефектов управляющими параметрами являются только внешние силы F , действующие на конструкцию. При возрастании нагрузки от нуля до тех пор, пока матрица V_{ij} остаётся положительно определённой, проектируемое устойчивое состояние равновесия БМ остаётся локально устойчивым. Условие

$$\det V_{ij}(F) = 0 \quad (4)$$

определяет критическую нагрузку $F = F_p$ которую идеальная (совершенная) система БМ уже не выдержит. Потенциальная функция $V(x; F)$ может быть использована для моделирования всех несовершенств, возникающих в системе БМ из-за некачественной сборки и использования нестандартных материалов. Аналогично может быть изучена потенциальная функция $V(x; F, \varepsilon)$, описывающая несовершенную систему БМ. Критическая нагрузка F_c , которую не выдерживает несовершенная система, определяется как

$$\det V_{ij}(F, \varepsilon) = 0. \quad (5)$$

Очевидно, что несовершенная система имеет меньшую несущую способность ($F_c \leq F_p$), чем совершенная. Теория катастроф позволяет представить снижение несущей способности конструкции в количественном виде. Для модели, рассмотренной ниже, имеем

$$F_c = F_p - k |\varepsilon|^p. \quad (6)$$

где k – положительная постоянная, p – положительная рациональная дробь, а ε – параметр несовершенства. Чувствительность к несовершенству при разных значениях показателя p такое – чем меньше p , тем выше чувствительность к несовершенству [1, 2, 3, 4].

Причиной снижения несущей способности конструкции БМ могут быть соответствующие динамические нагрузки. Чувствительность к несовершенству конструкции БМ, находящейся под нагрузкой, можно определить следующим образом. Критические точки $x^{(0)}$, $x^{(1)}$, ... потенциальной функции V при любой нагрузке F определяются из уравнения $\nabla V = 0$. В каждой критической точке находятся критические значения $V^{(i)} = V(x^{(i)}; F, \varepsilon)$. Если $x^{(0)}$ – локально устойчивое состояние равновесия, а $x^{(l)}$ – наименьшее ближайшее морсовское 1-седло, то динамическая чувствительность к несовершенству определяется формулой

$$\Delta E = V^{(l)} - V^{(0)}. \quad (7)$$

Физически это означает, что система остаётся в локально устойчивом состоянии $x^{(0)}$ при нулевых или малых колебаниях ($V^{(0)} + \Delta E < V^{(l)}$) до тех пор, пока кинетическая энергия, вносимая в систему извне, не станет настолько большой, что система сможет «перескочить» через потенциальный барьер $V^{(l)} - V^{(0)}$ в некоторую другую равновесную конфигурацию. Значения динамической чувствительности к несовершенству, получаемые из формулы (7), имеют при $\varepsilon \rightarrow \Delta E$ вид

$$y(x) = a_1^0 \sin(\pi x / l). \quad (8)$$

Для рассматриваемой модели БМ динамическая чувствительность к несовершенству более существенна, чем статическая. Так, если нижнюю поверхность барабана БМ принять за пологую арку с отрицательным значением, то равновесная форма такой арки при отсутствии нагружающих сил и начальных дефектов определяется как состояние или форма арки под нагрузкой, и соответственно может быть аналитически определена с помощью анализа ряда Фурье. Вычисления могут быть выполнены в бесконечномерном пространстве состояний, в котором переменными состояниями являются коэффициенты ряда Фурье a_j . В случае прощелкивания пологой арки бесконечномерное пространство состояний заменяется конечномерным пространством. Для этого достаточно ограничиться двумя первыми коэффициентами Фурье. Эти два коэффициента не являются независимыми и связаны условием постоянства длины арки.

Математически разрушающаяся арка описывается с помощью катастрофы двойной сборки. Первоначально имеются два неустойчивых состояния равновесия с $a_2 \neq 0$ вблизи устойчивого состояния равновесия $a_2 = 0$. Эти два неустойчивых состояния равновесия соответствуют положениям «прощелкивания». При возрастании нагрузки F прощёлкивание арки наблюдается при меньших значениях $|a_2|$. При приближении к критической нагрузке прощёлкивание может иметь место уже при $|a_2| \rightarrow 0$, и небольшое возмущение может оказаться причиной разрушения арки.

Физически прощёлкивание происходит следующим образом. Вертикальная сила, приложенная к центру арки, стремится сместить её центр вниз. Для того, чтобы центр тяжести арки сместился вниз, необходимо добавить к её форме высшие гармоники, что возможно только при увеличении энергии прогиба. Иными словами, смещение центра тяжести может произойти только тогда, когда приращение энергии за счёт работы, описываемой выражением $[F(a_1^0 - a_1)]$, превысит приращение энергии деформации арки. При этом, как только арка начнёт двигаться вниз, ничто не может удержать её от прощёлкивания за неустойчивое положение в опрокинутое. Следовательно, можно считать, что совершенная арка разрушается вследствие превышения критической нагрузки F_p .

Несовершенства пологой арки могут быть обусловлены неоднородностью конструктивных материалов, перемещением точки нагружения и рядом других причин. Наиболее общий вид деформации ростка катастрофы сборки $\pm x^4$ таков: $1/2 \varepsilon_2 x^2 + \varepsilon_1 x$, следовательно, потенциальная функция, описывающая состояние или форму несовершенной пологой арки, имеет вид:

$$V_i(x; F, \varepsilon_1, \varepsilon_2) = \varepsilon_1 x + \frac{1}{2} (F_p - F + \varepsilon_2) x^2 - \frac{1}{4} x^4. \quad (9)$$

Для простоты изложения можно считать $a_2 \propto x$, и коэффициенты пропорциональности и масштаб F выбирать такими, чтобы получить наиболее простые коэффициенты.

При возрастании внешней нагрузки управляющие параметры следуют линейной траектории сборки в пространстве. Система остается в локально устойчивом состоянии, соответствующем среднему листу многообразия катастрофы двойной сборки до тех пор, пока не достигнет бифуркационного множества. Таким образом, чувствительность к несовершенству у пологой арки будет иметь вид:

$$F_c - F_p + \varepsilon_2 = -k |\varepsilon_1|^{2/3}, \quad (10)$$

или

$$F_c = F_p - \varepsilon_2 - k |\varepsilon_1|^{2/3}. \quad (11)$$

Пологая арка значительно более чувствительна к несовершенству, нарушающему симметрию, чем к несовершенству, её сохраняющему. Поэтому можно ограничиться рассмотрением только дефектов, нарушающих симметрию. Наиболее общее нарушающее симметрию несовершенство эквивалентно перемещению прилагаемой силы на расстояние ε_1 от плоскости симметрии.

Было рассмотрено уменьшение несущей способности арки вследствие динамического нагружения. Для совершенной системы, подвергаемой колебаниям разрушения с кинетической энергией ΔE , критическая нагрузка определяется как

$$\Delta E = \frac{1}{2}(F_p - F)x^2 - \frac{1}{4}x^4. \quad (12)$$

Следовательно,

$$F_c = F_p - 2|\Delta E|^{1/2}. \quad (13)$$

Уменьшение несущей способности несовершенной системы БМ может быть определено из масштабных соображений.

$$\begin{aligned} x &\rightarrow \lambda x. \\ |F_c - F_p| &\rightarrow \lambda^2 |F_c - F_p| \Rightarrow \Delta E \rightarrow \lambda^4 \Delta E. \\ |\varepsilon_1| &\rightarrow \lambda^3 |\varepsilon_1|. \end{aligned} \quad (14)$$

Такая поверхность может быть построена исходя из канонических свойств катастрофы сборки. Поверхность разрушения в пространстве $F - \Delta E - \varepsilon_1$ изображена на рис.6.

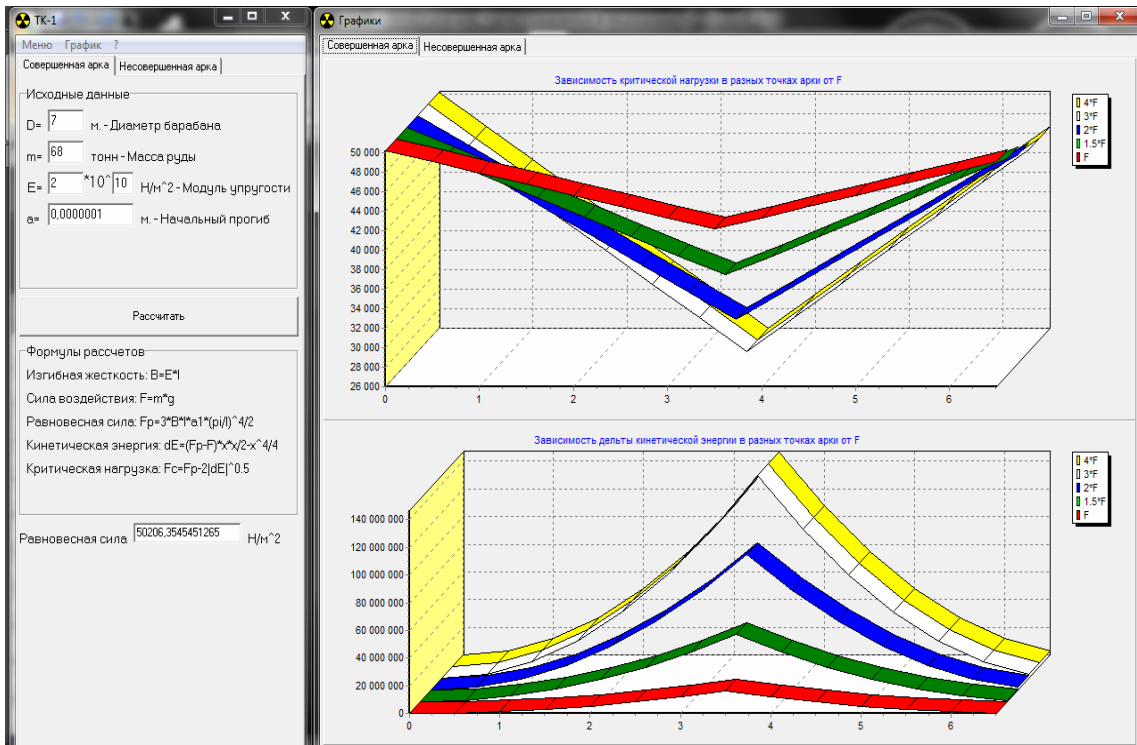


Рис. 1. Заполнение барабана MMC7000*2300A на 10..40%. Совершенная арка

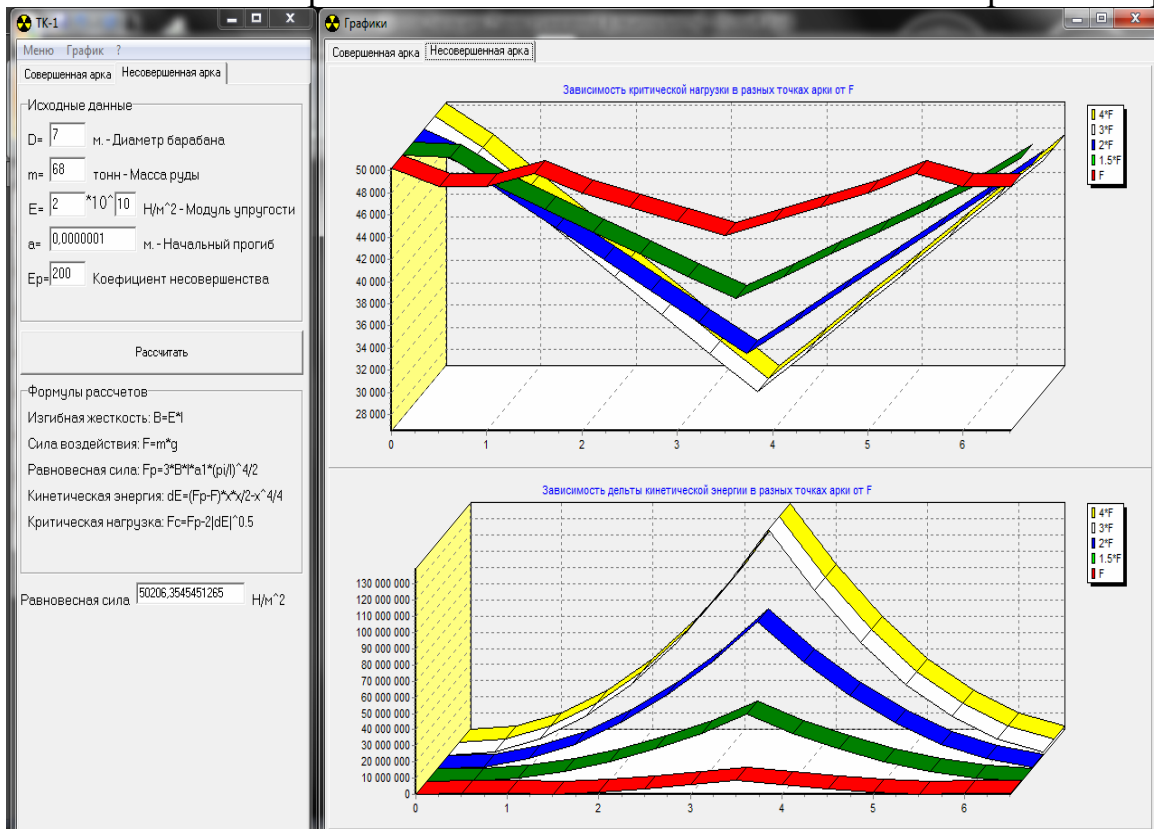


Рис. 2. Заполнение барабана MMC7000*2300A на 10..40%. Несовершенная арка

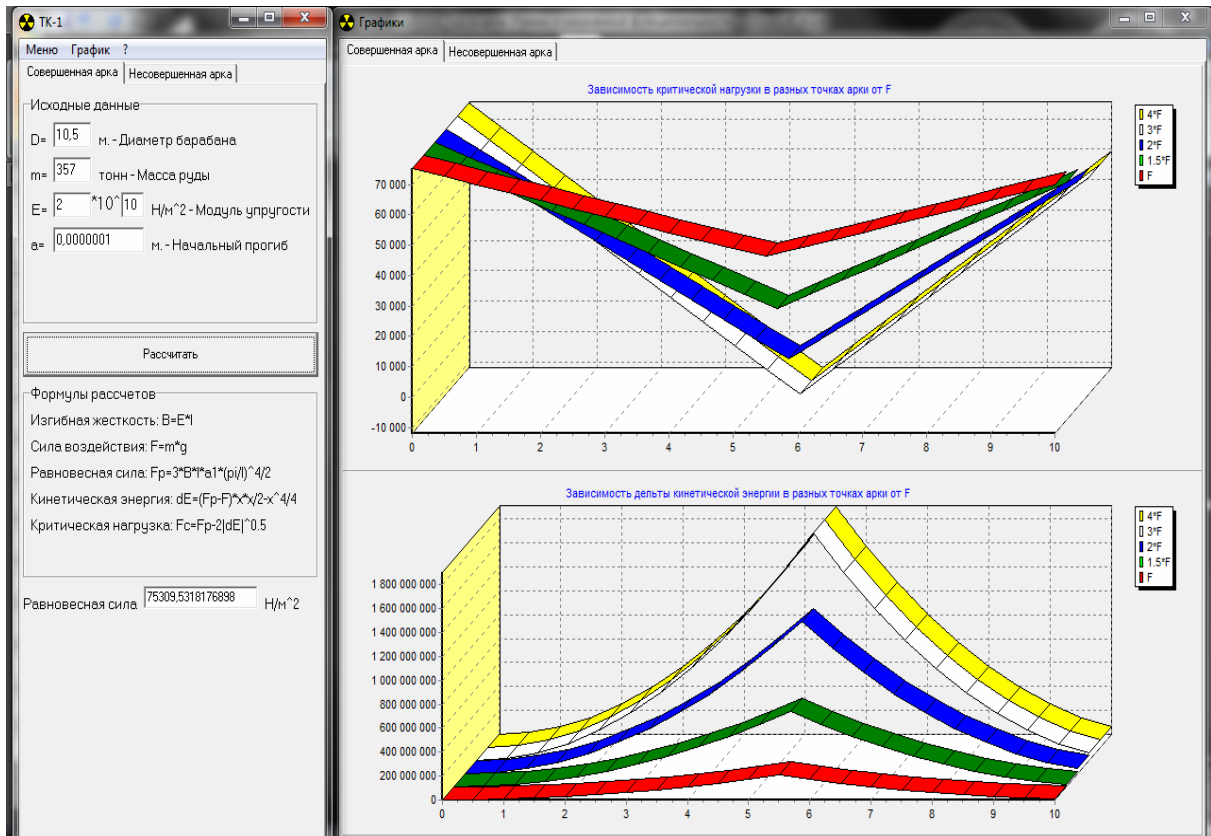


Рис. 3. Заполнение барабана MMC10500*5400 на 10..40%. Совершенная арка

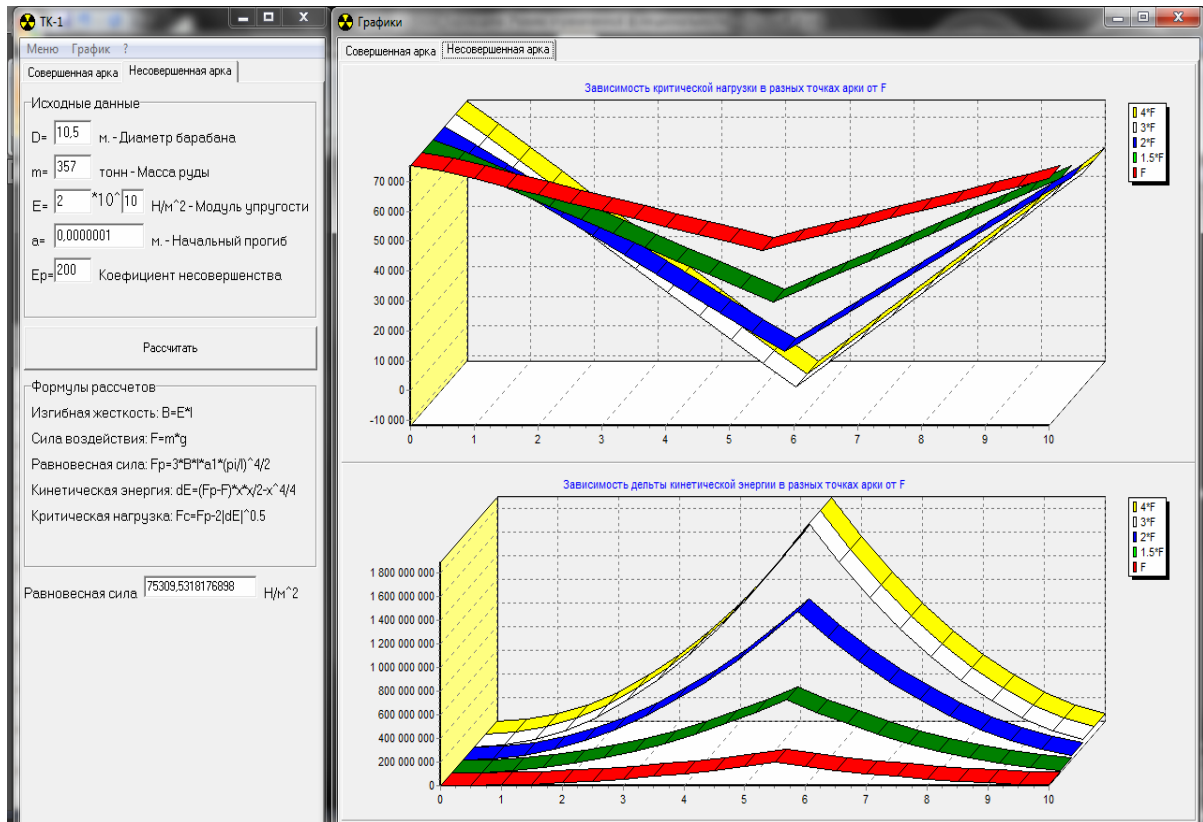


Рис. 4. Заполнение барабана MMC10500*5400 на 10..40%. Несовершенная арка

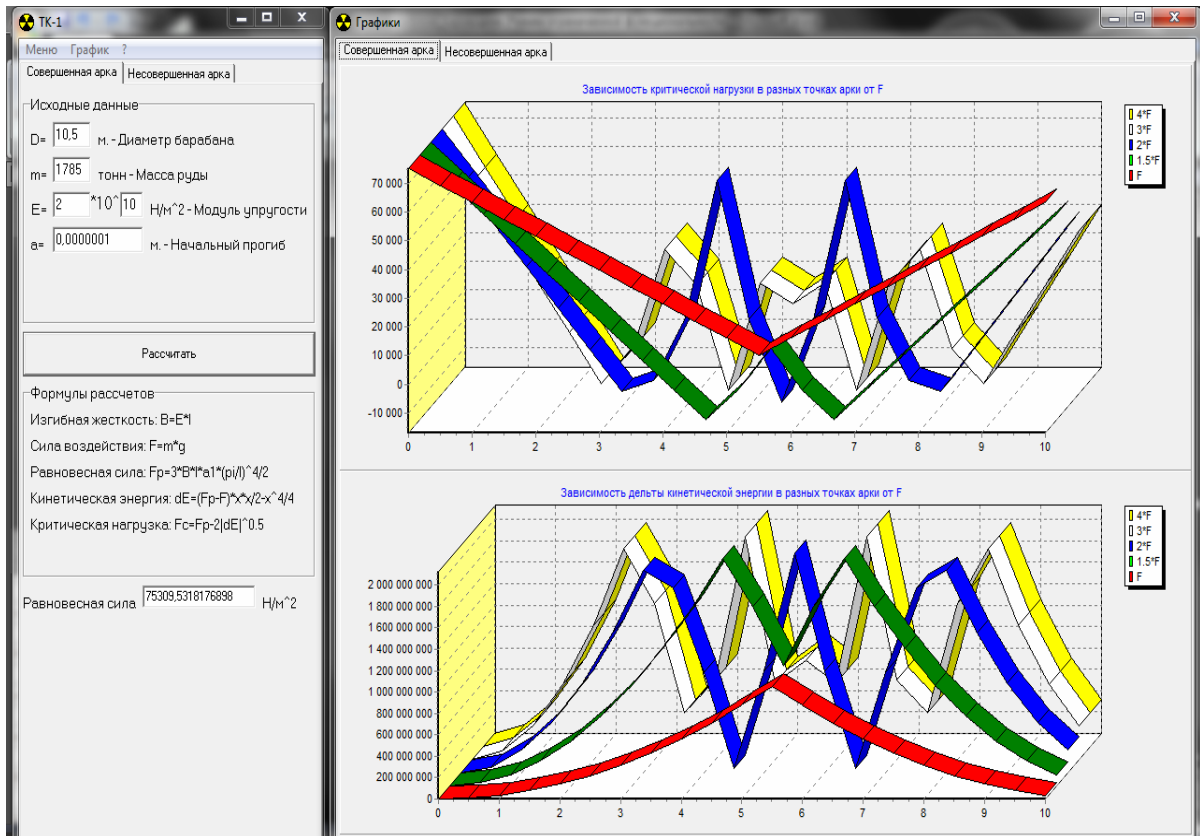


Рис. 5. Заполнение барабана MMC10500*5400 на 50..200%. Совершенная арка

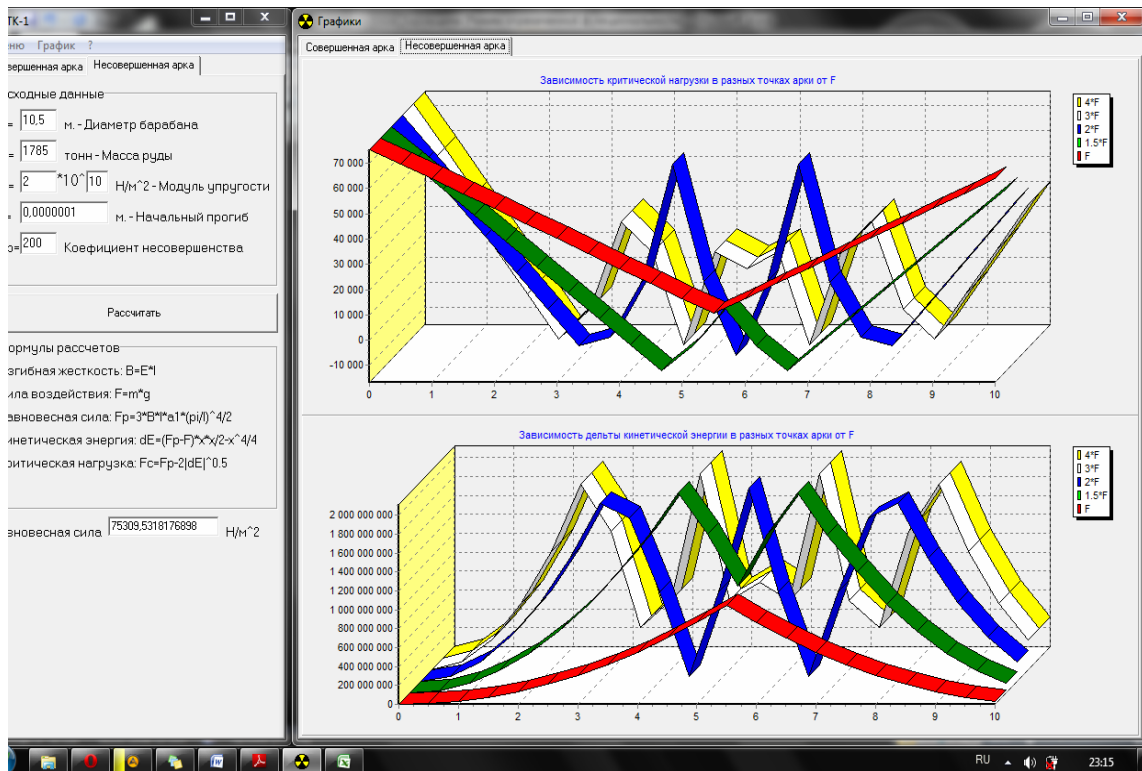


Рис. 6. Заполнение барабана MMC10500*5400 на 50..200%. Несовершенная арка

Высокая чувствительность к статическому несовершенству перекрывается еще большей чувствительностью к динамическому несовершенству. Вся поверхность может быть восстановлена на основе масштабных соотношений и

какого-либо произвольного поперечного сечения. Ясно, что полагая арка более чувствительна к динамическим несовершенствам, чем к совершенствам, нарушающим симметрию. Для систем, описываемых посредством двойной сборки существует объективный критерий: система разрушается при превышении предела критической нагрузки.

Таким образом, исследование поведения барабанов мельниц мокрого самоизмельчения разного типа в зависимости от загрузки, можно сделать следующие выводы: нагрузка на нижнюю поверхность барабана распределяется симметрично с возрастанием от краёв к центру барабана; величина равновесной силы барабанов мельниц со степенью загрузки равной 0% возрастает с увеличением диаметра барабана, но поведение имеет одинаковую тенденцию; появление отрицательных величин на графиках зависимости критической нагрузки от приложенной силы говорит о прощёлкивании пологой арки, т.е. о появлении состояния катастрофы. И если для барабана ММС7000*2300 такое состояние недостижимо, то у барабана ММС10500*5400 опасность катастрофы появляется уже при загрузке в 30-40%.

Список литературы

1. Мещеряков Л.И. Идентифікація параметрів об'єктів автоматизованого управління в задачах АСУТП ексцесійними моделями // Сб. науч. тр. Національний гірничий університет. – 2006. – № 24. – С. 182–186.
2. Мещеряков Л.И. Базова форма дисперсійної моделі гірничих технологічних комплексів // Сб. науч. тр. НГАУ. – 2004. – № 20. – С. 209–214.
3. Мещеряков Л.И. Методи і моделі ідентифікації та управління гірничими технологічними комплексами: Монографія. – Д.: Національний гірничий університет, 2009. – 263 с.
4. Гилмор Роберт. Прикладная теория катастроф: в 2-х книгах. Кн. 1. Пер.с англ. – М.: Мир, 1984. – 350 с., ил

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.
Надійшла до редакції 15.06.11*

УДК 622.831.322:532.528: 53.081.7

© В.В. Зберовский, Ю.А. Костандов

ПРЕДЕЛЬНОЕ СОСТОЯНИЕ ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРИ ИХ ГИДРОРЫХЛЕНИИ С УЧЕТОМ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ УГЛЯ СДВИГУ

Рассмотрена аналитическая модель расчета предельного состояния выбросоопасного угольного пласта в его краевой части при гидроимпульсном воздействии с учетом параметров сопротивляемости угля сдвигу. Определены углы и коэффициенты внешнего и внутреннего трения угля.

Розглянута аналітична модель розрахунку граничного стану викидонебезпечного вугільного пласта в його крайовій частині при гідроімпульсній дії з урахуванням параметрів опору вугілля зсуву. Визначені кути і коефіцієнти зовнішнього і внутрішнього тертя вугілля.

The analytical model of calculation of a limiting condition of an outburst-prone coal seam in its selvage at a hydroimpulse action into account of coal resistance parameters to shift are surveyed. Angles and an external and internal friction factors of coal are defined.

До настоящего времени решение задачи предельного состояния краевой части выбросоопасного угольного пласта не имеет общепризнанного научно-обоснованного решения. Поскольку выполнить моделирование напряженно – деформированного состояния (НДС) краевой части пласта в лабораторных условиях практически невозможно, задача решается аналитическим путем. При этом в физической модели кроме НДС массива горных пород, сформированного природой, приходится учитывать зону разгрузки и зону повышенного горного давления, которые образуются впереди забоя выработки. Также необходимо учитывать, что при нагружении угольного пласта первоначально проявляются пластические деформации угля, которые при потере сопротивляемости угля сдвигу мгновенно переходят в хрупкое разрушение.

Еще более сложной является задача управления состоянием угольного пласта при нагнетании в него жидкости с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа. В условиях больших глубин наиболее простой и технологичный способ гидрорыхления угольных пластов не в полной мере обеспечивает безопасность ведения горных работ. Это подтверждается газодинамическими явлениями и прорывами жидкости в выработанное пространство, происходящими при проведении мероприятий.

Основным недостатком этого способа является невозможность управления процессом гидрорыхления при статическом нагнетании жидкости под давлением большим, чем давление гидроразрыва, по причине слоистости, трещиноватости и анизотропных свойств угольного пласта. Происходит либо прорыв жидкости по трещинам напластования, либо гидроотжим пласта или одного из его прослоев. Эти процессы в условиях больших глубин до настоящего времени исследованы недостаточно. С одной стороны, математическая модель равновесного состояния краевой части пласта дополняется новыми уравнениями с гидравлическими параметрами статического, гидродинамического или гидроимпульсного режимов воздействия, что в значительной мере усложняет решение данной задачи. С другой стороны, имеется простое техническое решение – применение буровзрывных работ, что позволяет в сложных условиях решить вопрос безопасности ведения горных работ, но не обеспечивает требуемых темпов проведения выработок.

Применение гидроимпульсного воздействия в качестве противовыбросного мероприятия позволило в значительной мере приблизиться к решению вышеотмеченной проблемы. В модели предельного состояния угольного пласта при гидроимпульсном воздействии учитываются как физико-механические свойства угля, так и НДС углепородного массива. Для краевой части пласта условие равновесия сил на контактирующих поверхностях угольный пласт – вмещающие породы запишется с учетом закона Кулона-Амонтона следующим образом:

$$(P_n - P_1)m_n = 2f\gamma H(l_e - l_0), \quad (1)$$

где P_n – давление нагнетания жидкости, МПа; P_l – давление жидкости в кромке пласта, МПа; m_n – мощность пласта, м; f – коэффициент внешнего трения между углем и вмещающими породами; γ – удельный вес горных пород т/м³; H – глубина залегания м; l_z – глубина герметизации шпура, м; l_0 – разрушенная часть кромки пласта, м;

Гидроотжим или его признаки могут проявиться при условии, если давление газа в пласте и давление жидкости, создаваемое в фильтрационной камере, превысят силы горного давления и сопротивляемость угля сдвигу. Последняя определяется силами внешнего и внутреннего трения, которые, в свою очередь, характеризуются коэффициентами внешнего и внутреннего трения угля.

Для оценки адекватности различных методик определения возможности проявления гидроотжима при гидрорыхлении были выполнены расчеты значения давления нагнетания от глубины герметизации скважин при:

- условия $P_n \geq (0,75 \dots 1,0)\gamma H$, определяемой нормативной методикой [1], с учетом (1) при $l_0 = 0$

$$P_n \geq \frac{2f\gamma H}{m_n} l_z; \quad (2)$$

- при гидрорыхлении [2]

$$P_n \geq k\nu\xi \left(e^{\varphi l} - 1 \right) - \frac{\psi \chi \eta \left(e^{il} - e^{\varphi l} \right) Q_n}{\pi m_n \left(l_z - l + 0.5l_p \right) K'_B(i - \varphi)}, \quad (3)$$

где $\nu = 2 \cos \rho / (1 - \sin \rho)$, $\xi = (1 - \sin \rho) / (1 + \sin \rho)$ – коэффициент бокового распора, $\varphi = 2 \operatorname{tg} \rho (d - m\xi) / (dm\xi)$, Q_n – расход жидкости, нагнетаемой в пласт, м³/с;

- при гидроимпульсном воздействии

$$P_n \geq \int_0^{m_n} \left(\frac{2 \left(k + \mu \gamma H \left(1 + \frac{fl_z}{m_n} \right) \right)}{\cos \rho} \left(\sin \rho - \sqrt{1 - b^2(y)} \right) + \gamma H \left(1 + \frac{fl_z}{m_n} \right) \right) dy - P_z$$

$$b(y) = \frac{f \gamma H \left(1 + \frac{fl_z}{m_n} \right) \left(1 - \frac{2y}{m_n} \right)}{k + \mu \gamma H \left(1 + \frac{fl_z}{m_n} \right)}. \quad (4)$$

Эти расчеты были выполнены для конкретных характеристик пласта i_3^1 гор. 915м СП «Шахтоуправление «Суходольское-Восточное» ПАО «Краснодонуголь» и параметров гидрорыхления: сопротивление сдвигу (сцепление) $k=1$ МПа; коэффициент внутреннего трения $\mu = \operatorname{tg} \rho$; угол внутреннего трения

$\rho=26,57^\circ$; удельный вес горных пород $\gamma=26,5 \text{ кН/м}^3$; глубина залегания $H=915 \text{ м}$; коэффициент внешнего трения между углем и вмещающими породами $f=0,5$; мощность пласта $m=1,75 \text{ м}$; ширина выработки $b=5,1 \text{ м}$; глубина скважин для нагнетания жидкости от $6,0 \text{ м}$ до $8,0 \text{ м}$; глубина герметизации $l_2=2,5\dots5,5 \text{ м}$.

Результаты расчетов значений давления нагнетания от глубины герметизации скважин представлены на рис. 1.

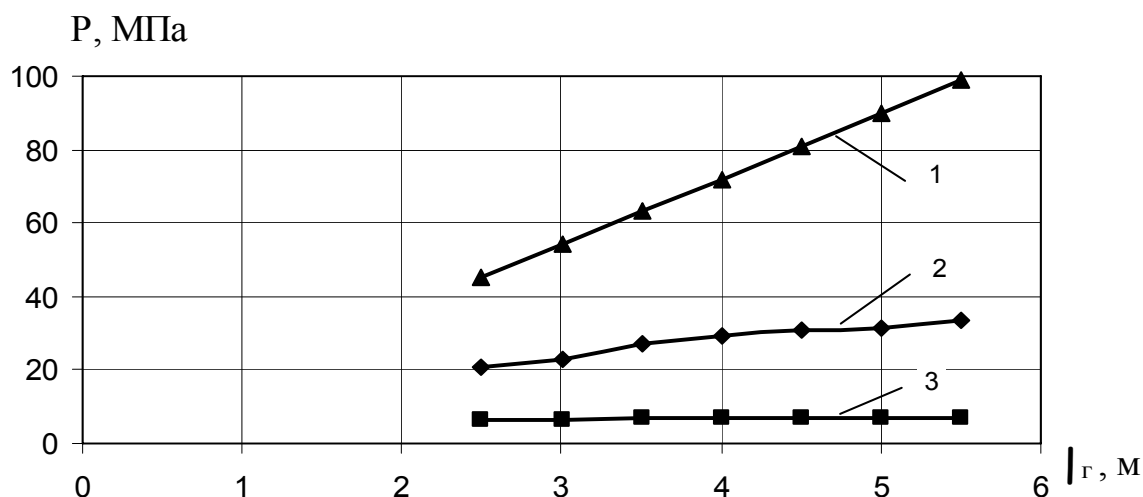


Рис. 1. Зависимости давления гидроотжима от глубины герметизации скважин при высоконапорном нагнетании жидкости, рассчитанные по формулам: 1 – (2), 2 – (4), 3 – (3)

Анализ полученных результатов позволяет отметить, что с увеличением глубины герметизации, что соответствует уменьшению длины фильтрационной камеры, давление гидроотжима возрастает. При этом наблюдается существенное различие в значениях, рассчитанных по (2), учитывающей коэффициент внешнего трения между углем и вмещающими породами, и по формуле (3). Кроме этого, необходимо отметить, что на практике при применении способов гидроотжима или гидрорыхления на глубинах более 800 м признаки гидроотжима краевой части пласта начинают проявляться при давлении нагнетания жидкости от $23,0 \text{ МПа}$ до $25,0 \text{ МПа}$, что соответствует расчету давления гидроотжима по условию $P \geq (0,75\dots1,0)\gamma H$ [1].

Отмеченное несоответствие поясняется тем, что в условии расчета давления гидроотжима $P \geq (0,75\dots1,0)\gamma H$ по нормативной методике [1] величина фильтрационной камеры составляет $0,1\dots0,3 \text{ м}$ и не учитываются параметры сопротивляемости угля сдвигу. При расчете по формуле (2) учитывается коэффициент внешнего трения f между углем и вмещающими породами, а величина фильтрационной камеры составляет $2,0 \text{ м}$. При расчете по формуле (3) учитывается также и коэффициент внутреннего трения μ . Однако, значения давления гидроотжима (кривая 3 на рис. 1) не соответствует результатам, получаемым в практике. Значения давления гидроотжима, рассчитанные по формуле (4) наиболее адекватны, поскольку они соответствуют значениям, установленным практикой, независимо от глубины герметизации скважины.

Исходя из вышеизложенного очевидно, что учету параметров, характеризующих сопротивляемость угля сдвигу, а именно, углов или коэффициентов внешнего и внутреннего трения угля, при высоконапорном нагнетании жидкости до настоящего времени должного внимания не уделялось. Высокая эффективность способа гидроимпульсного воздействия при гидрорыхлении угольных пластов и перспектива его широкомасштабного внедрения в производство поставила решение этой задачи на новый уровень. Необходимо также отметить, что, несмотря на значительный объем исследований, связанных как с изучением свойств материалов, так и с нагнетанием жидкости в угольные пласты, достаточно ясных представлений о корректности методов определения углов или коэффициентов внешнего и внутреннего трения углей и адекватности их результатов нет до сих пор.

Значения коэффициентов контактного трения различных пар материалов приводятся в многочисленной литературе, однако, необходимо отметить их значительный разброс. Объяснить это можно различием методик [3, 4] и условий определения этих величин (степень параллельности, плоскостности и шероховатости контактирующих поверхностей, величина нормальной нагрузки, нарушение однородности нормальных напряжений по поверхности контакта вследствие образования опрокидывающего момента при приложении к боковому торцу образца сдвигающей силы, смещенной относительно плоскости контактной поверхности, и т.д.).

Сведения о значении углов внутреннего трения материалов сегодня можно найти лишь в немногочисленной литературе, при этом приведенные в ней данные достаточно противоречивы [3, 5]. Объяснить это также можно различием методик и условий определения этих значений (величина нормальной нагрузки, однородность нормальных напряжений по плоскости сдвига, возможности реализации разрушения типа нормального отрыва при разрушении образца сдвигающей силой и т.д.).

Поэтому для корректного определения углов или коэффициентов внешнего или внутреннего трения угля использовались новые методики, суть которых состояла в определении в условиях стесненной деформации в направлении сжатия зависимости сдвигающего или разрушающего усилия на сдвиг от нормальной сжимающей нагрузки соответственно.

Изготовление образцов в виде прямоугольных параллелепипедов с прямоугольными выступами на одной из их граней, которые используются для установления указанных выше зависимостей, из выбросоопасных угольных пластов ПАО «Краснодонуголь» (марки К и Ж) и проведение на них исследований в значительной степени осложняется их слоистостью и трещиноватостью, неоднородностью и низкими прочностными характеристиками. По этой причине регистрация сдвигающего и нормального усилий при определении углов трения проводилась с помощью аппаратно-программного модуля, аппаратная часть которого включала упругие элементы с тензометрическими мостами, сигналы от которых подавались на усилитель, затем на аналогово-цифровой преобразователь и запоминающее устройство компьютера. Это обеспечило чувствительность измерений по сжимающей и сдвигающей нагрузкам до 2,5 Н.

Зависимости сдвигающего усилия F_s от нормальной сжимающей нагрузки P для контактирующих пар уголь-уголь, определенные с помощью разработанных методик, приведены на рис. 2.

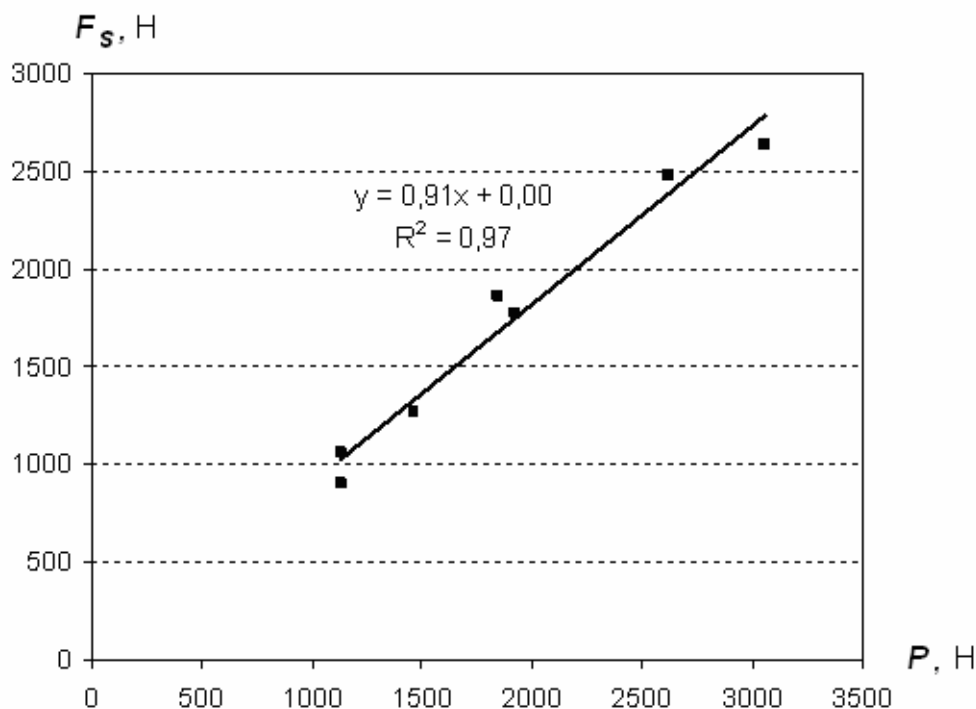


Рис. 2. Зависимость сдвигающего усилия F_s от нормальной сжимающей нагрузки P для контактирующей пары уголь-уголь

На этом рисунке представлена также линия тренда для экспериментально определенных точек указанной зависимости и ее уравнение в виде $y = bx + y_0$, где, в качестве b следует понимать удвоенный коэффициент внешнего трения: $b = 2f$. Величина достоверности аппроксимации R^2 при этом была не ниже 0,97. Из этого следует, что в исследуемом диапазоне нагрузок зависимость сдвигающего усилия от нормальной сжимающей нагрузки можно считать линейной. Таким образом, значения коэффициента и угла внешнего трения для контактирующей пары уголь-уголь, составляют $f = 0,45$ и $\rho = 24^\circ$ соответственно.

Результаты определения с помощью разработанной методики зависимости разрушающего усилия на сдвиг F_s от нормальной сжимающей нагрузки P для образцов, изготовленных из проб угля, приведены на рис. 3.

На рисунке также представлена линия тренда и уравнение, соответствующие зависимости вида $y = dx + y_0$ где, в качестве d следует понимать сумму коэффициентов внутреннего μ и внешнего трения f : $d = \mu + f$.

В данном случае $f = f_f = 0,07$, поскольку для снижения влияния величины внешнего трения на определение коэффициента внутреннего трения между образцом и плитой пресса устанавливались стальной уголок и фторопластовая пластина толщиной 0,1 мм, коэффициент внешнего трения которой относительно стали составлял $f_f = 0,07$. Величина достоверности R^2 аппроксимации экспериментальных данных линейной зависимостью составляла 0,98. Это означает, что в исследуемом диапазоне нагрузок зависимость разрушающего сдви-

гающего усилия от нормальной сжимающей нагрузки также можно считать линейной. Таким образом, значения коэффициента и угла внутреннего трения для исследуемых проб угля составляют $\mu = 1,1$ и $\rho = 48^\circ$ соответственно.

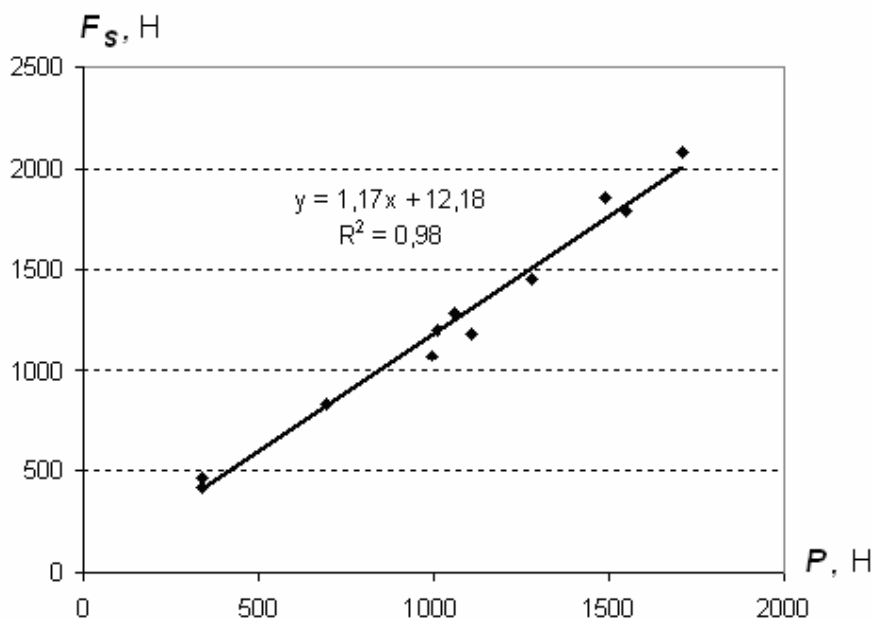


Рис. 3. Зависимость разрушающего усилия на сдвиг F_s от нормальной сжимающей нагрузки P для контактирующей пары уголь-уголь

Фотографии некоторых образцов угля после разрушения сдвигом выступов согласно используемой методике приведены на рис. 4.

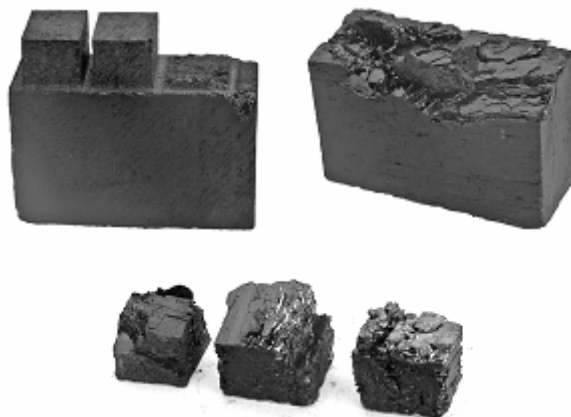


Рис. 4. Образцы угля из шахтопластов ПАО «Краснодонуголь» после разрушения их выступов сдвигом

Отличительной особенностью и преимуществом использованных методик, является то, что при определении углов внешнего и внутреннего трения создаются условия, аналогичные условиям состояния угольного пласта, находящегося в условиях сжатия между породами кровли и почвы. Поэтому применение результатов исследований характеристик сопротивляемости угля сдвигу

в расчетах параметров гидроимпульсного воздействия при гидрорыхлении выбросоопасных угольных пластов в значительной мере повышает надежность способа и уровень безопасности ведения горных работ.

При этом установление адекватных значений углов внутреннего и внешнего трения угля позволяет более достоверно рассчитывать давление гидроотжима, которое является граничным условием при определении предельного состояния краевой части выбросоопасного угольного пласта, для различных глубин герметизации скважин. А применение гидроимпульсного воздействия обеспечивает равномерность обработки угольного пласта по всей его мощности.

Список литературы

1. Правила ведения горных работ на пластах склонных к газодинамическим явлениям. - К.: Минуглепром Украины, 2005. - 224 с.
2. Теоретические основы гидроотжима и гидрорыхления на угольных шахтах / А.А. Борисенко. - М.: «Наука», 1986. - 114 с.
3. Барон Л.И. Характеристики трения горных пород. - М.: Наука, 1967. - 207с.
4. Капранов И.В. Теоретическая механика: Ч.1. Статика: Учеб. пособ. - М.: РГОТУПС, 2001. - 81 с.
5. Порпевский А.К., Катков Г.А. Основы физики горных пород, геомеханики и управления состоянием массива. М.: Московский гос. открытый ун-т, 2004. - 120с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.О.
Надійшла до редакції 20.06.11*

УДК 622.833.5

© Є.В. Тимошенко

ДО ПИТАННЯ МОДЕЛЮВАННЯ ТА ПРОГНОЗУ СТАНУ ПОРІД ПРИ ВИСОКОШВИДКІСНОМУ ВИЙМАННІ ТОНКИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

В статті представлені результати моделювання та прогноз стану порід при високій швидкості посування очисного вибою при вийманні тонких вугільних пластів в умовах ПАТ «Шахтоуправління «Покровське».

В статті представлені результати моделювання та прогнозу стану порід при високій швидкості подвигання очисного забоя при виемке тонких угольних пластів в умовах ПАО «Шахтоуправление «Покровское».

The results of modeling and forecasting the state of rock at high speed longwall advance excavation at thin coal seams in the PJSC "Shahtoupravlenie" Pokrovskoe" are described.

Вступ. Швидкість посування очисного вибою є одним з визначальних параметрів, які впливають на обсяги видобування вугілля за певний проміжок часу. Фактично, досить складно сьогодні досягти максимальних швидкостей, при яких релаксації гірського масиву перевищували б стійкість порід основної покрівлі та інших верхніх шарів жорсткості, що призводило б до миттєвих розвантажень накопичених напружень і динамічних переміщень зависаючих порід покрівлі. Відомі випадки, коли такі явища виникали на пластах з тяжкообвалювальними покрівлями. Вони супроводжувалися переміщеннями великих пород-

них мас, повітряними ударами, посадками кріплення механізованих комплексів «на жорстко». Причому нерідко проходило деформування стійок секцій, і виникали нещасні випадки з обслуговуючим персоналом в лаві. Слід зазначити, що питання управління станом гірничого масиву при високих швидкостях посування очисного вибою є недостатньо вивченим, і вимагає уточнення.

Метою дослідження є визначення впливу швидкості посування очисного вибою на прояв гірського тиску в лаві та визначення діапазону збільшення або зменшення швидкості посування для оптимальної роботи очисного вибою.

Основна частина. Дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід при високій швидкості посування очисного вибою проводились на ПАТ «Шахтоуправління «Покровське» [1]. Нижче приведена характеристика ділянок родовища, в умовах яких були проведені дослідження.

3 та 4 північні лави центральної панелі блоку 8 розташовані в північній частині шахтного поля. Очисні роботи будуть вестися за простяганням пласта. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Вугільний пласт на ділянці ведення гірничих робіт має просту будову. Геологічна потужність коливається від 0,8 м до 1,43 м. Середня потужність по виймальному стовпу - 0,88 м.

При проходженні гірничих виробок були зустрінуті тектонічні порушення. В інтервалі ПК 128 - ПК 133 за 3 північному конвеєрному штреку центральної панелі блоку 8 було зустрінуте розщеплення вугільного пласта на дві пачки потужністю 0,3 - 0,46 м, розділених пачкою пісковика потужністю 0,4 - 0,9 м. Всі зони геологічних порушень можуть супроводжуватися підвищеною метанообільністю і обводненістю вміщуючих порід, нестійкістю і схильністю до обвалення.

Обводненість лави буде пов'язана з двома водоносними горизонтами, пісковиками d_3Sd_4 і $d_4Sd_4^1$, залягають в підшві та покрівлі. Очікуваний приплив води по виймальному стовпу 8 - 10 м³/год. Збільшення припливу до 10 - 15 м³/год може відбутися після посадки основної покрівлі. Скупчення води по штреку буде відбуватися в місцях зниженого профілю, де проводиться облаштування водозбірників. Очисні роботи в зонах бар'єрних ціликів під розвідувальними свердловинами № 3145 і № 3453 вести згідно розроблених заходів. Води, що формуються в гірничих виробках, хлоридно - натрієвого типу з мінералізацією 16,5 - 28,3 г/л, жорсткі сильно агресивні до сталевих конструкцій.

При відпрацюванні лави первинна посадка основної покрівлі відбудеться через 70 метрів. Крок періодичної посадки основної покрівлі - 10 - 15 метрів, безпосередньої покрівлі - 1 - 3 м.

Природна газонасність вугільного пласта становить 15 - 20 м³/т.с.б.м. Підвищене виділення метану може відбуватися з пласта в зонах тектонічних порушень і підвищеної тріщинуватості, з пісковиків, що залягають в покрівлі і підшві, з пластів - супутників d_4^1 і d_4^2 , які залягають на відстані 6,3 - 14,8 м і 16,9 - 31,5 м відповідно.

Вугільний пласт на площі виймальної ділянки є небезпечний за раптови-ми викидами вугілля і газу, пісковики є викидонебезпечності. Вугільний пласт є

небезпечним по пилу, не схильний до самозаймання. Лава не небезпечна за раптовими проривами метану з підшви пласта.

Середній вміст SiO_2 у вміщуючих породах: алевроліти - 34%, пісковики - 58%. Температура порід - 27,9 °С.

Для виконання статистичної обробки даних роботи очисного вибою з метою визначення навантажень на секції механізованого комплексу при високій швидкості посування лави, за допомогою управляючих приладів РМС®-R в результаті проведених спостережень були отримані наступні показники:

R – радіус форми дуги лінії очисного вибою, град;

$V_{\text{п}}$ – швидкість посування очисного вибою за зміну, м/зм;

$l_{\text{в.л.}}$ – довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі), м;

r_c – товщина стружки, мм;

V_c – швидкість подачі струга, м/хв.

З даних гірничо-геологічного прогнозу відпрацювання очисних вибоїв, що обладнані струговим комплексом BUCYRUS DBT:

m – виймальна потужність пласта, м (Дані щодо цього показника отримувались щодобово, впродовж проведення шахтних досліджень від фахівців відділу технічного контролю);

$h_{\text{ш.б.п}}$ – потужність шару порід безпосередньої покрівлі, м;

$\sigma_{\text{ш.б.п}}$ – межа міцності на стиск порід безпосередньої покрівлі, 10^5 МПа;

$h_{\text{ш.о.п}}$ – потужність шару порід основної покрівлі, м;

$\sigma_{\text{ш.о.п}}$ – межа міцності на стиск порід основної покрівлі, 10^5 МПа.

За допомогою програмного забезпечення для ПЕОМ, розробленого на базі методу групового обліку аргументів виконуємо розрахунок навантажень на секції механізованого комплексу [2].

Це необхідно для порівняння з реальними показниками навантажень на секції механізованого комплексу та визначення ступені збіжності отриманих результатів.

В результаті виконаних обчислень навантажень на секції механізованого комплексу визначено, що ступінь збіжності розрахованих показників з реальними складає $\varepsilon = 8,79\%$, причому залежність буде мати вигляд:

$$P = K_1 x_4 + K_2 x_5 x_6 - K_3 x_2 x_9 - K_4 x_3 x_4$$

де K_1 – коефіцієнт просторового розташування очисного вибою;

K_2 – коефіцієнт геологічної будови;

K_3 – геомеханіко-технологічний коефіцієнт;

K_4 – технологічні коефіцієнти;

x_2 – радіус форми дуги лінії очисного вибою, град;

x_3 – швидкість посування очисного вибою за зміну, м/зм;

x_4 – довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі), м;

x_5 – виймальна потужність пласта, м;

x_6 – потужність шару порід безпосередньої покрівлі, м;
 x_9 – межа міцності на стиск порід основної покрівлі, 10^5 МПа.

Для умов досліджуваних ділянок в умовах ПАТ «Шахтоуправління «Покровське» значення коефіцієнтів K_1 , K_2 , K_3 , K_4 будуть такими: $K_1 = 47,15$; $K_2 = 26,9$; $K_3 = 0,002$; $K_4 = 0,59$.

Враховуючи припущення наведені у роботі [2] було встановлено, що для досліджуваних гірничого-геологічних умов можна знехтувати наступними параметрами, котрі не приведуть до зниження достовірності моделювання: місце проведення вимірів, межа міцності на стискання порід безпосередньої покрівлі, потужність основної покрівлі.

З іншого боку визначальними будуть фактори, котрі визначають навантаження на привибійне кріплення.

Радіус дуги очисного вибою має максимально відповідати встановленим паспортним параметрам виймальної ділянки. Незначна варіація цього параметру приводить до адекватного збільшення навантаження з боку бічних порід. Причому спостерігаються не лише підвищені обвалення порід покрівлі, але значно збільшується піднесення підошви.

Окремо негативним наслідком є відхилення радіуса дуги лави у поєднанні із іншими визначальними параметрами. Особливо це відчувається при не стабільному посуванні очисного вибою. Доведено, що підвищення швидкості руху лави призводить до зависання порід покрівлі, і концентрування напружень масиву. З одного боку це приводить до зниження навантаження на секції механізованого кріплення стругового комплексу, проте не повна релаксація напружень приводить до їх накопичення, що може мати негативні наслідки. Динамічні розвантаження покрівлі у вигляді опускань плитами значної площі викликає не лише посадку секцій кріплення на «жорстко», але може мати негативні наслідки у вигляді повітряних ударів. Відомі випадки коли такі вивільнення енергії приводили до деформації гірничого обладнання та травматизму обслуговуючого персоналу.

Довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі), у нашому випадку має дуже важливе значення. Проведені заміри переконливо доказують на існування так званого «квадрату напружень» у струговому вибої. Чітко спостерігалися підвищенні переміщення бічних порід на межах кроку опускання безпосередньої та основної покрівлі. Причому, ці параметри були рознесені у часі. Так крок посадки безпосередньої складає 1-3 м. Крок посадки основної покрівлі – 10-15 м.

До 7-8 опускання основної покрівлі заміри показували поступове збільшення величини переміщень бічних порід. Особливо рух порід покрівлі спостерігався при поєднанні кроку посадки основної та безпосередньої покрівлі. Ці значення тричі співпадали на пікетах ПК 150+8,7; ПК 150+5,3 та ПК 150+2,4 і виливалися у максимальних переміщеннях порід покрівлі. На відстані 70-90 м. при відході від монтажного хідника були виявлені максимальні деформаційні характеристики порід. Відповідно автор вважає, що саме на цій ділянці були максимальні прояви за принципом «квадратом напружень». Відповідно у даних

гірничо-геологічних умовах прояви гірського тиску значно відрізняються від класичної схеми «квадрату».

Автор дисертаційної роботи пояснює це тим, що дана зона також є границею розмиву і саме її вплив визначив максимальні переміщення покрівлі. Це зона характеризувалася зміною літологічної різниці порід покрівлі та подошви.

Наступним максимальними прояви гірського тиску визначалися на відстані 190,0 – 220,0 м відходу від розрізної печі. Після чого лава вийшла в зону стабільної напруженості з однаковими проявами деформацій масиву. Надалі відмінності у поведженні масиву спостерігалися у зонах зміни літологічної різниці порід (ПК 152+6 – ПК 152+6), плікативної та тектонічної порушеності (ПК 127 – 128).

Будова вугільного пласта в межах досліджуваних ділянок має просту будову. Середня потужність пласта по виймальному стовпу 0,95 – 1,17 м. Наявність зон тектонічних порушень, вугільного пласта по довжині виймального стовпа представлені у вигляді стоншення, або заміщення пласта породами покрівлі або подошви. Перехід таких зон механізованим комплексом потребують спеціальних заходів, призводить до зниження швидкості посування вибою та в свою чергу – до зниження напружень, аж до повної релаксації масиву.

Безпосередня покрівля представлена, переважно пісковиком. В зонах гірничо-геологічних порушень відбувається заміщення пісковіку алевролітом міцністю 3 – 6 за шкалою проф. Протод'яконова. При проведенні досліджень з ПК 160+3,0 по ПК 154+5,4 було виявлено порушення такого типу, що розповсюджувалося по довжині очисного вибою на 23 секції від сполуки з вентиляційним штреком (приблизно 40 м). В такому випадку при стабільному посуванні лінії вибою на даній дільниці спостерігалось обвалення порід покрівлі вслід за пересуванням секцій механізованого кріплення на даній ділянці (крок пересування секцій кріплення 0,65 м).

На основі отриманої залежності навантаження на секції механізованого кріплення від гірничо-геологічних та гірничотехнічних факторів визначимо межу підвищення інтенсивності відпрацювання тонких пологих вугільних пластів (підвищення швидкості посування) для конкретних гірничо-геологічних умов. Для цього очисний вибій (довжина 287 м) буде умовно поділений на 5 розрахункових точок: №1 – 10 м, №2 – 80 м, №3 – 150 м, №4 – 220 м, №5 – 280 м. Показники довжини відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі) $l_{в.л}$ сталі та дорівнюють при радіусі форми дуги лінії очисного вибою $R = 30^\circ$, для 5 розрахункових точок: №1 – 79 м; №2 – 82 м; №3 – 83 м; №4 – 82 м; №4 – 80 м. виймальна потужність пласта m в цих точках буде дорівнювати 1,0; 0,9; 1,1; 0,8; 0,9 відповідно. Показники $h_{ш.б.п}$, $h_{ш.о.п}$, $\sigma_{ш.б.п}$, $\sigma_{ш.о.п}$ отримані з прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання 4 північної лави центральної панелі блока 8 пласта d_4

Для розрахунку прогнозу навантажень на секції механізованого кріплення в формулі змінюємо швидкість посування очисного вибою (м/зм) в діапазоні від 0,0 м/зм до 5,0 м/зм, з кроком обчислення 0,2 м/зм. Результати розрахунків прогнозу навантажень приведені в графічному відображенні залежності зміни тиску на секції механізованого кріплення приведені на рис. 1, де k_1 – коефіці-

ент, що враховує гірничо-геологічну ситуацію досліджуваної ділянки; k_2 – коефіцієнт, що враховує гірничотехнічну ситуацію досліджуваної ділянки.

а) замірна станція №1



б) замірна станція №2

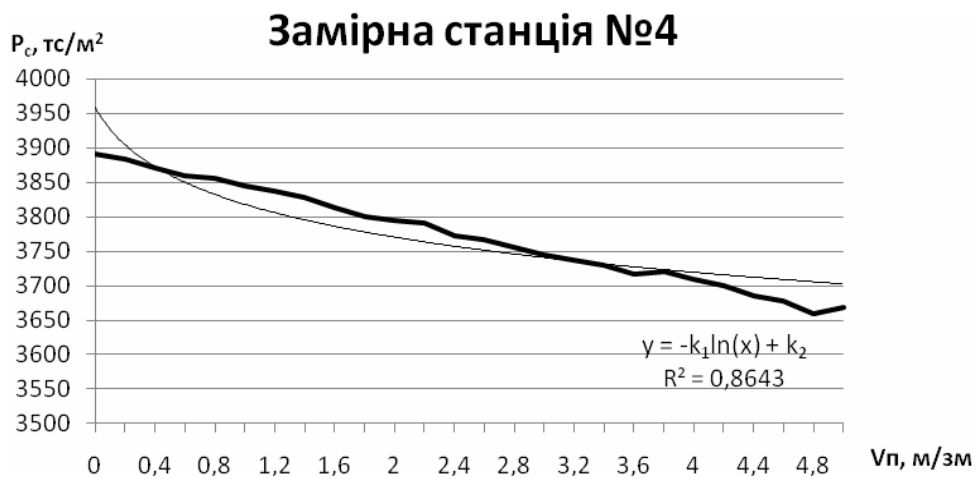


Рис. 1. Залежність зміни тиску на секції механізованого кріплення

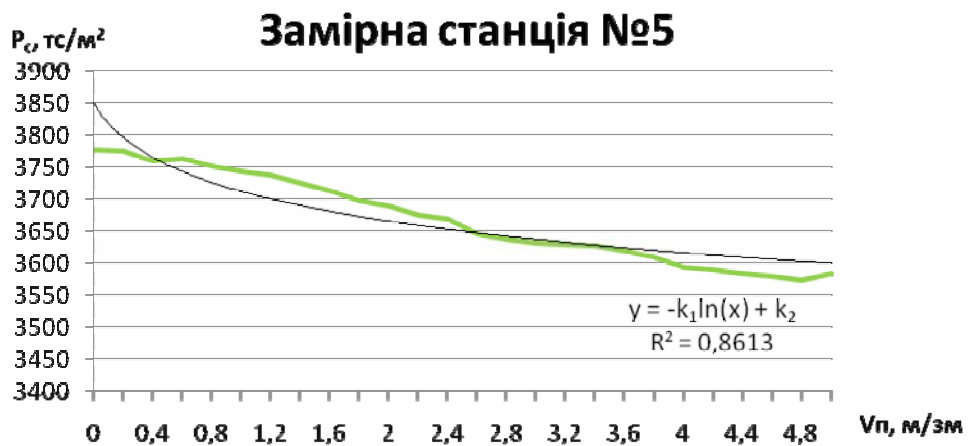
в) замірна станція №3



г) замірна станція №4



д) замірна станція №5



Продовження рис. 1.

Для даних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов досліджуваної ділянки значення коефіцієнту k_1 буде коливатися в діапазоні $k_1 = 76,68 \dots 83,92$, а коефіцієнт $k_2 = 3849 \dots 4058,2$.

Висновки. Серед загального переліку факторів, що визначають навантаження на секції механізованого кріплення існують пріоритетні чинники. Вони суттєво переважають інші досліджувані параметри, що останніми можна знехтувати. У заданих гірничо-геологічних умовах до головуючих параметрів слід віднести: радіус форми дуги лінії очисного вибою, град; швидкість посування очисного вибою за зміну, м/зм; довжина відходу очисного вибою від монтажного хідника (розрізної печі), м; виймальна потужність пласта, м; потужність шару порід безпосередньої покрівлі, м; межа міцності на стиск порід основної покрівлі, 10^5 МПа.

При збільшенні швидкості посування очисного вибою напруженість гірського масиву (P , тс/м²) зі збіжністю, що перевищує 86% визначається за допомогою логарифмічної залежності зміною абсолютної величини швидкості посування очисного вибою (V , м/зм) та емпіричними коефіцієнтами (k_1 , k_2), що визначають гірничо-геологічну та гірничотехнічну ситуацію досліджуваної ділянки та напруженість масиву.

За допомогою такого математичного механізму можна з високим ступенем достовірності визначати гірничотехнічну ситуацію та вносити необхідні корективи у процес управління гірським масивом при комплексно-механізованому струговому вийманні тонких вугільних пластів.

Список літератури

1. Е.Н. Халимендиков, В.С. Теня, А.С. Янжула, Э.Г. Волков. Внедрение технологии струговой выемки угля на тонком пласте d_4 // Уголь Украины. – 2009. - №10. – с. 5-7
2. Р.О. Дичковський, В.В. Руських, Є.В. Тимошенко. До питання визначення напружень при високошвидкісному вийманні тонких вугільних пластів //Збірник наукових праць НГУ. – Д.: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет», 2010. - №35, т.2.- С 225-234.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 20.06.11*

УДК 622.23.054.54:519.6

©Анджей Кровяк

МЕТОД ВЫЧИСЛЕНИЯ РАВНОДЕЙСТВУЮЩЕЙ СИЛЫ РЕЗАНИЯ НА РЕЗЦОВОЙ ГОЛОВКЕ УГОЛЬНОГО СТРУГА НА ОСНОВАНИИ ЗАМЕРОВ МЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ УГЛЯ

В данной статье представлен метод вычисления равнодействующей режущей силы на резцовой головке угольного струга, необходимой для добычи угля. Основанием для определения данной силы являются результаты замеров механических параметров угля, выполненных с помощью специально разработанного для этих целей прибора. Данный метод состоит из двух этапов, приближающих результат теоретических вычислений к фактическим эксплуатационным условиям.

This article contains the description of a method for calculating of resultant cutting forces on the coal plough head, required to extract the coal. Results of the coal mechanical parameters measurements made by the device especially designed for this purpose are considered to be the ground for determination of such forces. Provided method consists of two stages: the theoretical calculations and determination of the adaptation factors fitting the theoretical calculations results to real exploitation conditions .

У даній статті представлений метод обчислення рівнодіючої ріжучої сили на різцевої голівці вугільного струга, необхідної для видобутку вугілля. Підставою для визначення даної сили є результати вимірів механічних параметрів вугілля, виконаних за допомогою спеціально розробленого для цих цілей приладу. Даний метод складається з двох етапів, які наближують результат теоретичних обчислень до фактичних експлуатаційних умов.

Введение. Общая тематика заключается в описании процесса выбора мощности приводной системы угольного струга в соответствии с горно-геологическими, техническими условиями, а также механическими особенностями добываемого угля. Отдельным вопросом, являющимся одной из составляющих общей тематики, является определение равнодействующей силы при срезании пласта угля, измеряемой на резцовой головке струга, в зависимости от механических свойств добываемого угля, на основании результатов измерений на месте („in-situ”), выполненных с помощью специально разработанного для этих целей прибора. Проблемы функции перехода между равнодействующей силой резания угля на резцовой головке струга и мощностью, необходимой для обеспечения тяги всего стругового комплекса, описаны, в частности, в публикации [1].

Основным условием данного метода предполагается, что замеры будут выполняться в том самом угольном пласте, который и будет разрабатываться. В данном случае, мы имеем дело не с построением модели начальной зависимости, а с методом экстраполяции результатов измерений на вектор равнодействующей силы на резцовой головке конкретной конструкции струга. При построении модели начальной зависимости, нам, кроме механических параметров угля, пришлось бы учитывать целый комплекс горно-геологических условий пластов, предназначенных для разработки. Применение метода экстраполяции позволяет учитывать данные условия уже непосредственно в результатах измерений.

Приведенная статья посвящена описанию метода экстраполяции равнодействующей силы резания угля на резцовой головке струга, необходимой для добычи угля, на основании результатов измерений, выполненных специальным прибором.

Подход к решению данной проблемы состоит из двух этапов: теоретического определения данной силы, с учетом ряда условий, оптимизирующих процесс добычи угля, и адаптации данной модели с фактическими условиями добычи посредством экспериментального определения многовекторных отдельных коэффициентов подобия между значениями, полученными теоретическим способом, и фактическими значениями.

Итак, мы имеем дело с типичной проблемой моделирования процесса, состоящего из двух основных компонентов: соответствующей идентификации

и моделирования [3]. К проблеме поиска зависимости между механическими свойствами угля и горно-геологическими условиями, и мощностью тяги стругового комплекса можно также подойти и иначе, одновременно выполняя, с помощью соответствующего прибора, большое количество замеров механических параметров угля и мощности приводной системы. На основании результатов указанных измерений, можно выстраивать регрессивные модели или модели, действующие в сочетании с нейронными сетями, определяющими такие зависимости [4,5]. Однако, недостатком данного метода является необходимость выполнения чрезмерного количества измерений в разных фактических эксплуатационных условиях.

Измерительный прибор и результаты измерений. Указанный прибор создан Главным Институте Горного Дела в Катовице. Принцип работы этого прибора заключается в том, что соответственно проводимый, отдельный измерительный резец выполняет горизонтальные борозды (вырезы) в породе с глубинами и высотой стенок, определенными методикой измерения. Важным является то, что последовательность выполняемых операций на глубине и высоте выполнения борозд должна отвечать последовательности операций добычи угля резцами струга. Выполнение данного условия обеспечит, уже на этапе измерений, увеличенное подобие результатов измерений с фактическим процессом добычи угля.

В результате выполненных измерений мы получаем: значение силы резания F^t (действующей параллельно по отношению к боковой стенке) на измерительном резце и развертку борозды. Из развертки борозды мы можем определить усредненное значение площади поверхности поперечного профиля контрольной борозды S и усредненные значения углов бокового расщепления ψ . В расчет принимаем идеальное условие, что поперечное сечение контрольной борозды имеет геометрическую форму трапеции.

Пространство измерений и анализов. Для записи результатов измерений и результатов дальнейших теоретических анализов применяется трёхмерное картезианское пространство, где отдельные размеры обозначают: x - размер вдоль породы, y - размер вглубь породы, z - размер на высоте породы.

Измерительный резец уставлен под постоянным, определенным конструктивными особенностями, углом наклона β по отношению к поверхности породы. Это означает, что для каждого измерения существует общая зависимость:

$$F^t = F^n * \cos \beta; F^p = F^n * \sin \beta, \quad (1)$$

где F^n – среднее значение силы в оси измерительного резца для данной точки замера; F^t - среднее значение силы резания вдоль оси x ; F^p - среднее значение силы прижимания вдоль оси y ; β - угол наклона оси измерительного резца относительно плоскости стенки породы.

При проведении дальнейших анализов экстраполяции, мы будем использовать исключительно силу F^t . Сила F^n будет использоваться при позднейших вычислениях мощности всего струга.

В результате сканирования контрольной борозды, мы можем определить усредненную форму и площадь сечения борозды, схожие своим видом с равнобедренной трапецией (рис. 1).

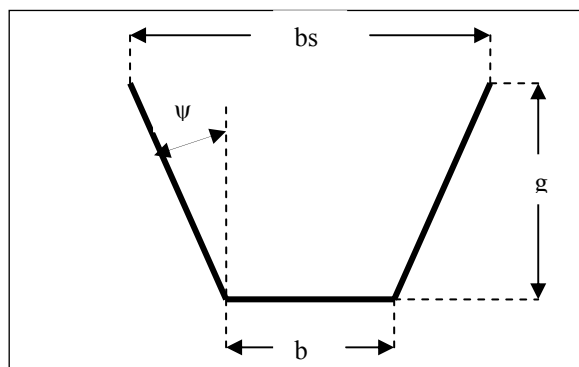


Рис. 1. Усредненная форма поперечного разреза контрольной борозды (выреза)

При выполнении данного измерения, мы можем определить площадь поверхности профиля контрольной борозды из общей математической формулы:

$$S = \frac{(bs + b) * g}{2} \quad (2)$$

где: S - площадь поперечного сечения контрольной борозды по осям $y - z$;
 bs - ширина борозды, определяемая по оси z;
 b - ширина режущей кромки измерительного резца по оси z;
 g - глубина борозды по оси y.

На этом же основании, из общей математической формулы мы можем также вычислить угол бокового раскращения (для данного замера):

$$\psi = \arctg\left(\frac{bs - b}{2 * g}\right) \quad (3)$$

где: ψ - угол бокового раскращения для данного замера по осям $y - z$;

Поле результатов измерений. Для выполнения дальнейших анализов мы создаём *поле результатов измерений*, рассматриваемое в качестве плоскости в осях y и z . Точкой начала отсчета в оси координат является уровень подошвы и плоскости стенки выработки породы перед выполнением первого замера.

На данной плоскости мы размещаем измерительные точки на оси y и оси z на удалении от точки начала координат. В результате измерений и расчётов, для каждой измерительной точки, мы получаем следующие данные: F'_{yz} ; S_{yz} ; ψ_{yz} . Для выполнения дальнейших анализов вводим коэффициент добываемости A , определяемый по формуле [2]:

$$A = \frac{F^t}{S} \quad (4)$$

где: F^t - сила резания на резце;

S - площадь поверхности поперечного сечения борозды.

Результаты всех измерений можно представить в виде четырехмерной матрицы результатов измерений (**MWP**), в колонках (j) которой, записываем результаты для каждой измерительной точки, полученные по оси y . Отдельные строки (i) отвечают измерениям, выполненным на различных высотах боковых стенок.

Соответственно для координаты (k) вносим результаты измерений и вычислений для: $k = 1$ - силы резания F^t ; $k = 2$ - поверхности поперечного сечения борозды S_{yz} ; $k = 3$ - углов бокового раскрошения ψ_{yz} ; $k = 4$ - предварительно определённого коэффициента добываемости угля A_{yz} .

Запись результатов измерений и вычислений в четырехмерной матрице будет полезным при алгоритмизации метода.

Максимальные размеры матрицы: $j = m$ и $i = n$, где m - количество замеров, выполненных вглубь породы, n - количество замеров, выполненных на высоте стенки выработки породы.

Непрерывные функции результатов замеров. На основании дискретных значений данных в матрице **MWP**, с помощью математических методов (например, многоизмерительной регрессии), определяем непрерывные нелинейные функции:

$$f_F(y, z) - \text{для поперечных сил в контрольной борозде } F^t \quad (5)$$

$$f_S(y, z) - \text{для поверхности поперечных сечений } S \text{ контрольной борозды} \quad (6)$$

$$f_\psi(y, z) - \text{для углов бокового раскрошения } \psi \text{ контрольной борозды} \quad (7)$$

$$f_A(y, z) - \text{для введённого коэффициента добываемости угля} \quad (8)$$

Эти функции позволяют вычислить вышеуказанные параметры для произвольных расстояний от начала системы координат y и z выбранного резца струга. Логично, что граничным расстоянием z является высота боковой стенки выработки. Для координаты y мы можем выйти за границы измерений на глубине породы, принимая в расчет, что определённые функции будут выполняться с регулярным интервалом.

Экстраполяция расположения резцов струга. Экстраполяцию параметров работы резцов струга осуществляем посредством геометрического наложения их положения по отношению к плоскости боковой стенки выработки на плоскость *поля результатов измерений*. Таким образом, для каждого резца струга отдельно, мы можем определить значения и отношения к функции $f_F(y, z)$, $f_S(y, z)$, $f_\psi(y, z)$, $f_A(y, z)$, если определим координаты положения этого резца на плоскости *поля результатов измерения*. Термин „отношение к данным функциям” относится к значению функции $f_F(y, z)$, и означает, что мы еще не можем непосредственно принять эти значения в качестве результатов вычислений для струга. Нам еще необходимо учесть экстраполяцию параметров, определенных в результате измерений, на фактические условия работы струга. Принимаем, что определённые значения относятся к точке оси кромки резца.

Следующим нашим заданием будет теоретическое разделение ожидаемого поперечного сечения целого захвата, осуществляемого стругом, на частичные поверхности горной породы, добываемой (срезаемой) отдельными резцами струга. Особенно важным при выполнении данных вычислений является описание последовательности операций добычи отдельными резцами струга. Также теоре-

тически принимаем, что усредненные формы поперечных сечений частичных поверхностей обрабатываемой породы будут иметь форму геометрических фигур. Частичное, теоретическое поперечное сечение для конкретного резца определяется на основании следующих данных: глубина борозды, ширина резца и угол бокового раскрошения ψ , характерный для точки оси кромки резца.

Общие принципы экстраполяции поперечных сил. Теоретически принято, в качестве первого приближения, что силы резания, фактически возникающие на резцах резцовой головки, будут пропорциональны площади поверхности поперечного сечения выполняемой борозды или срезаемого „припуска”. Такое условие позволит нам определить экстраполяцию частичных сил, вычисленных измерительным резцом, на силы, фактически действующие на отдельных резцах струга.

Примеры конкретной экстраполяции поперечных сил. Ниже приведены несколько примеров способов экстраполяции сил резания, возникающих на измерительном резце, на силы, фактически действующие на резцах струга. Приведенные примеры не учитывают все возможные комбинаций экстраполяций, но являются наглядной иллюстрацией применяемого метода вычислений. В приведенных примерах принимаются следующие обозначения: F^t - сила резания на измерительном резце; S – площадь поверхности поперечного сечения измерительной борозды; ψ - угол бокового раскрошения, определённый на основании замеров. Принимается, что он будет аналогичным для всех борозд, выполненных резцами струга.

Экстраполяция, вытекающая из разницы угла наклона стругового резца по отношению к углу наклона измерительного резца принимается, что поперечная сила $F^{t'}$ для стругового резца должна быть такой же, как и сила F^t для измерительного резца, работающего на соответствующей для него глубине y и высоте z . При другом угле выставления стругового резца по отношению к углу выставления измерительного резца, изменяется только значение силы противодействия. То есть, получаем зависимость:

$$F^{t'} = F^t \quad (9)$$

Экстраполяция, вытекающая из разницы формы стругового резца по отношению к форме измерительного резца принимаем, что введённый коэффициент добываемости A и угол бокового раскрошения ψ для измерительного и стругового резца являются одинаковыми. Дополнительно принимаем, что струговой резец выполняет полную борозду с сечением в виде равнобедренной трапеции, без воздействия (взаимодействия) других резцов струга. Струговой резец может иметь ширину, отличную от ширины измерительного резца, и выполнять борозду с глубиной, слегка отличающейся от глубины борозды, выполняемой измерительным резцом. При таких условиях, мы получаем зависимость:

$$F^{t'} = F^t * \frac{S}{(d' * g' + g'^2 * tg \psi)} \quad (10)$$

где: $F^{t'}$ – откорректированная сила резания на струговом резце; d' - ширина стругового резца; g' - глубина борозды, выполненной струговым резцом.

Экстраполяция, вытекающая из параллельной работы двух резцов струга, выполняющих неполные борозды при выполнении данной экстраполяции, принимается, что два резца струга работают параллельно (рядом друг с другом) в плоскости, параллельной к стенке выработки. Каждый из них выполняет неполную борозду, так как профили борозд от этих резцов получаются сцепленными (рис.2). Рассмотрим случай работы двух резцов с разной шириной (резец 1 - ширина d' , резец 2 - ширина d'').

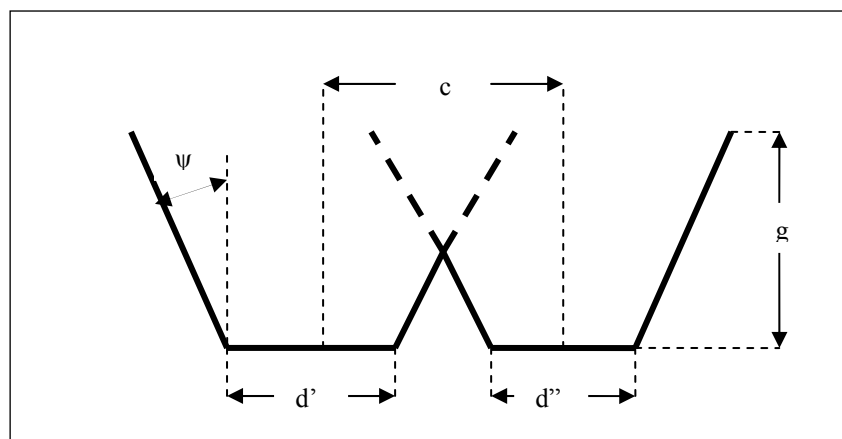


Рис. 2. Усредненная форма поперечного сечения борозды (выреза) для параллельной работы двух резцов с оставлением припуска

Расстояние между осями этих резцов обозначим буквой c . Для параллельной работы данных резцов применяем зависимость:

$$c > 0,5 * d' + 0,5 * d'' \quad (11)$$

При условии (11) в профиле борозды, выполненной одновременно двумя резцами, появляется „утолщение” невыбранного угла. Теперь, определим площадь поверхности поперечного сечения данного утолщения:

$$S^{IV} = 0,25 * [c - 0,5 * (d' + d'')]^2 * ctg \psi \quad (12)$$

где: S^{IV} - площадь поверхности поперечного сечения „припуска” в борозде, выполненной двумя резцами, работающими параллельно;

c - расстояние между осями резцов;

d' - ширина первого резца струга;

d'' - ширина второго резца струга.

Оба резца выполняют неполные борозды, т.е. часть общей борозды выбирается одновременно двумя резцами. Принимается, что линия раздела работы резцов проходит через половинное расстояние между осями обоих резцов.

Теперь, определяем площади поверхностей сечения общей борозды, выбранных отдельными резцами.

$$S' = 0,5 * d' * g + 0,5 * g^2 * tg \psi + 0,5 * (c * g - S^{IV}) \quad (13)$$

$$S'' = 0,5 * d'' * g + 0,5 * g^2 * tg \psi + 0,5 * (c * g - S^{IV}) \quad (14)$$

где: S' - площадь поверхности поперечного сечения борозды, выбранной резцом 1;

S'' - площадь поверхности поперечного сечения борозды, выбранной резцом 2;

g - глубина общей борозды.

Для резцов струга и измерительного резца, работающих на одинаковой глубине, значения коэффициента добываемости A являются аналогичными. Отсюда, определяем зависимости экстраполяции:

$$F^{t'} = F^t * \frac{S'}{S} = F^t * \frac{[0,5 * d' * g + 0,5 * g^2 * tg\psi + 0,5 * (c * g - S^{IV})]}{S} \quad (15)$$

$$F^{t''} = F^t * \frac{S''}{S} = F^t * \frac{[0,5 * d'' * g + 0,5 * g^2 * tg\psi + 0,5 * (c * g - S^{IV})]}{S} \quad (16)$$

где: $F^{t'}$ - откорректированная поперечная сила на резце 1;

$F^{t''}$ - откорректированная поперечная сила на резце 2.

Экстраполяция, вытекающая из обычной работы двух резцов струга со смещенными осями принимается, что оба резца работают в плоскости, параллельной к боковой стенке выработки, на одной и той же глубине. Тогда первый резец работает самостоятельно, выбирая полную борозду. Следующий за ним, второй резец выбирает неполную борозду. Принимаем также, что расстояние между осями этих резцов выбрано таким образом, что после прохода обоих резцов, не остается „припуск” (рис.3).

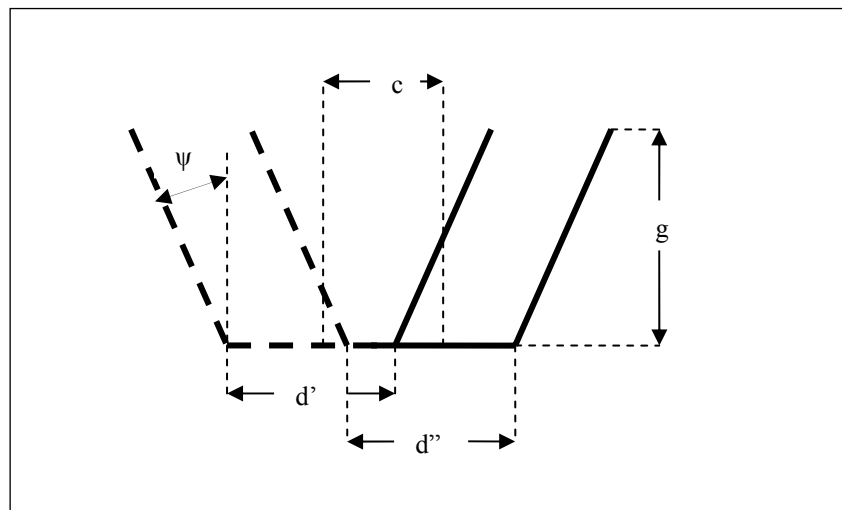


Рис. 3. Усредненная форма поперечного сечения борозды (выреза) для обычной работы двух резцов, второй из которых, выбирает неполную борозду без оставления припуска

Решение проблемы заключается в определении площади поверхности поперечного сечения борозды, формируемой вторым резцом. Экстраполяция будет касаться только второго резца. Площадь поверхности поперечного сечения

неполной борозды будет иметь вид наклонного параллелограмма, с углом наклона ψ .

Для работы этих резцов, выполняется условие:

$$c < 0,5 * (d' + d'') \quad (17)$$

где: c - расстояние между осями обоих резцов;

d' - ширина первого резца (проходящего первым);

d'' - ширина второго резца (следующего за первым).

Площадь поверхности поперечного сечения неполной борозды, выбираемой вторым резцом, составляет:

$$S'' = g * [0,5 * d' + (c - 0,5 * d'')] * \sin \psi \quad (18)$$

Принимая, что коэффициент добываемости, A для обоих резцов струга и измерительного резца является аналогичным, получаем зависимость экстраполяции:

$$F^{t''} = F^t * \frac{S''}{S} = F^t * \frac{g * [0,5 * d' + (c - 0,5 * d'')] * \sin \psi}{S} \quad (19)$$

где: $F^{t''}$ – откорректированная поперечная сила для второго резца;

S'' - площадь поперечного сечения борозды, выполненной вторым резцом;
- остальные обозначения – в соответствии с предыдущими формулами.

Экстраполяция для третьего выравнивающего резца. Два резца, работающие параллельно к плоскости боковой стенки выработки, выбирающие уголь при взаимодействии друг с другом, оставили „припуск” между ними. Заданием третьего резца является выравнивание этого „утолщения”. Принимается, что он имеет ширину d''' , достаточную для выравнивания „утолщения” (рис.4).

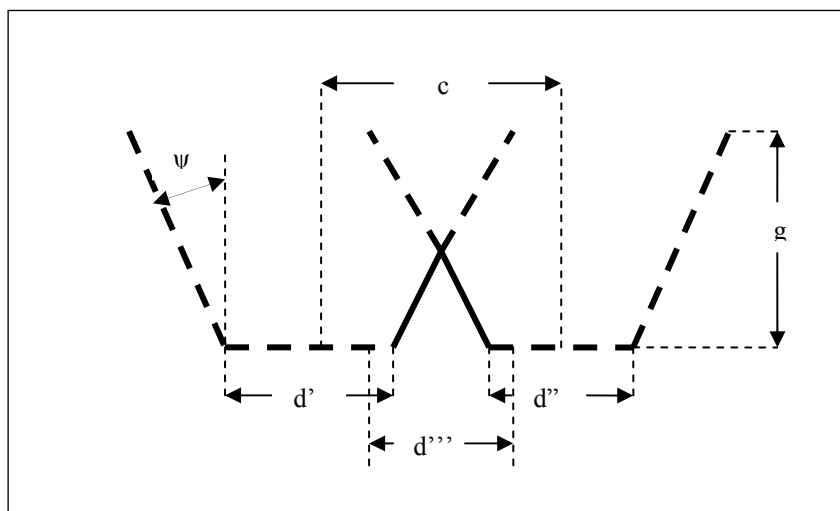


Рис. 4: Усредненная форма поперечного сечения борозды (выреза) для работы третьего выравнивающего резца без оставления припуска

Работа двух первых резцов описана в предыдущих параграфах. Для определения площади поперечного сечения данного „утолщения” S^{IV} , мы применяем математическую формулу (12).

Для третьего резца коэффициент добываемости A является таким же, как и для измерительного резца, работающего в этих же координатах.

Из этого вытекает соотношение экстраполяции:

$$F^{t'''} = F^t * \frac{S^{IV}}{S} = F^t * \frac{0,25 * [c - 0,25 * (d' + d'')]^2 * ctg \psi}{S} \quad (20)$$

где $F^{t'''}$ – откорректированная поперечная сила для третьего резца;

- остальные обозначения – в соответствии с предыдущими формулами.

Экстраполяция для третьего срезающего резца, выполняющего неполную борозду принимается, что два первых резца, работающие в одной плоскости, выполняют две, не соединяющиеся краями, борозды. Между ними остаётся „утолщение” в виде равнобедренной трапеции с меньшей стороной возле боковой стенки выработки. Третий резец с шириной d''' , следующий за первыми двумя резцами, предназначен для срезания этого „утолщения” (рис.5).

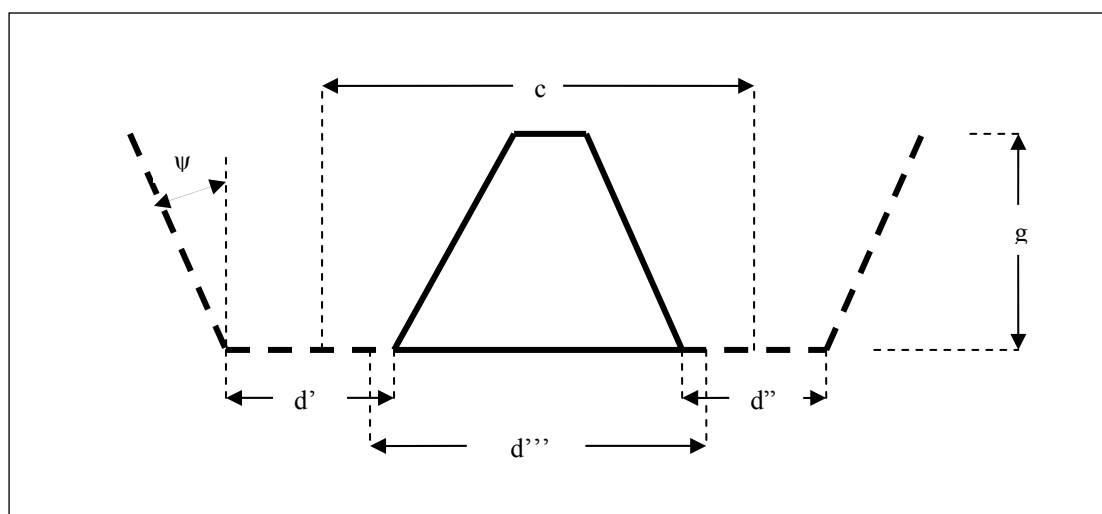


Рис. 5: Усредненная форма поперечного сечения борозды (выреза) для работы третьего выравнивающего резца без оставления припуска (для припуска, оставленного в форме трапеции двумя предыдущими резцами)

Площадь поперечного сечения „утолщения” рассчитывается из математической формулы:

$$S^{IV} = \frac{[2 * c - (d' + d'') - 2 * g * tg \psi] * g}{2} \quad (21)$$

где S^{IV} - площадь поверхности „утолщения”, убираемого третьим резцом;

c - расстояние между осями двух первых резцов;

d' - ширина первого резца;

d'' - ширина второго резца;

g - высота „утолщения” в виде трапеции (соответствует глубине борозд, выполненных двумя первыми резцами).

Исходя из того, что коэффициент добываемости угля A является одинаковым для измерительного резца и третьего резца струга, можем принять, что:

$$F^{t'''} = F^t * \frac{S^{IV}}{S} = F^t * \frac{0,5 * [2 * c - (d' + d'') - 2 * g * tg \psi] * g}{S} \quad (22)$$

где $F^{t'''}$ - откорректированная сила резания для третьего резца;

- остальные обозначения – в соответствии с предыдущими формулами.

При данной экстраполяции принимается, что ширина третьего резца струга является большей на столько, на сколько достаточно для срезания всего „утолщения”.

Адаптация модели к фактическим условиям. После выполнения теоретических расчётов, нам необходимо приступить к адаптации модели к фактическим условиям работы струга, трактуя это в качестве последовательного приближения. В математических расчетах, такая адаптация может быть учтена в виде экспериментального определения коэффициента экстраполяции μ , умножая теоретически определенные в примерах откорректированные поперечные силы на отдельных резцах струга на данный коэффициент. Адаптация результатов теоретических вычислений с фактическими условиями может также быть осуществлена с применением соответствующего метода и последовательности измерений, выполняемых на описанном ранее измерительном приборе.

Ниже приведены нескольких способов получения такого подобия между теоретическими и фактически существующими значениями.

Учёт ослабления напряжений в породе. Вскрывающие резцы струга, выполняя операции подрезания породы, вызывают ослабление напряжения в выбираемой угольной породе. Это влияет на поперечные силы на других резцах струга, необходимые для добычи угля. Учёт последствий данного ослабления напряжения можно осуществить посредством выполнения контрольных надрезов с помощью специального устройства, начиная серии измерений от вскрывающих надрезов. В таком случае, результаты последующих измерений в серии будут относиться к угольной породе с ослабленным напряжением.

Учёт взаимодействия двух резцов, работающих параллельно, с формированием борозд с частично накладывающимися профилями. Это требует незначительной переделки измерительного прибора. Вместо одного, используются два измерительных резца (каждый может иметь меньшую ширину), установленные с определенным расстоянием друг от друга. Измеряем поперечные силы на этих резцах и сканируем выполненную борозду. По результатам данных замеров, используя математические формулы, приведенные выше в статье, мы можем определить коэффициент μ .

Учёт взаимодействия трёх резцов, два первых из которых, оставляют между собой припуск, который необходимо срезать. Данный случай предпо-

лагает определение коэффициента μ для третьего выравнивающего резца. Его можно вычислить посредством выполнения, в соответствующей последовательности, надрезов при помощи измерительного прибора. Сначала делаем два параллельных надреза с расстоянием, отвечающим расстоянию между двумя первыми резцами. Затем выполняем замеры сил резания на измерительном резце, срезающем оставленный между этими бороздами припуск. Применяя математические формулы, приведенные в описании метода теоретических вычислений, можем определить коэффициент μ .

Учёт взаимодействия двух резцов, работающих в последовательном режиме. Принимаем, что первый резец формирует борозду с полным профилем, а следующий резец – неполную борозду, расположенную рядом с бороздой, выполненной первым резцом. Сначала, с помощью измерительного устройства, выполняем борозду с полным профилем. Затем, на определенной высоте, передвигаем резцовую головку измерительного прибора на расстояние, равное расстоянию между осями резцов, работающих в последовательном режиме. Измеряем поперечную силу во время выполнения второго контрольного надреза. Применяя математические формулы, приведенные в описании метода теоретических вычислений, можем определить коэффициент μ для второго последующего резца.

Общая методика проведения исследований и вычислений. Указанная методика состоит из отдельных, ниже описанных шагов:

Шаг 1: Измерения на месте („in-situ”). Замеры с помощью измерительного прибора выполняются на разных глубинах породы и на разных высотах, определяемых от подошвы. В результате измерений и начальных вычислений мы получаем множество дискретных данных, касающихся переменных: F^t , S , ψ и A для точек, определённых координатами y и z . Буквенные символы обозначают соответственно: F^t - сила резания для измерительного резца, рассчитанная параллельно к боковой стенке выработки; S - площадь поперечного сечения борозды, выполненной измерительным резцом; ψ - угол бокового раскрошения борозды, выполненной измерительным резцом; A - описанный в статье коэффициент добываемости угля.

Шаг 2: Определение непрерывных функций. На основании дискретных значений, определённых в Шаге 1, с помощью математических методов (напр. многоизмерительной регрессии), мы определяем непрерывные нелинейные функции: $f_F(y, z)$ - для поперечных сил в контрольной борозде; $f_S(y, z)$ - для поверхности S поперечных сечений контрольной борозды; $f_\psi(y, z)$ - для углов ψ бокового раскрошения контрольной борозды; $f_A(y, z)$ - для описанного коэффициента добываемости.

Шаг 3: Составление карт положения резцов струга. Составляем карты положения всех резцов струга в системе координат $y - z$, принятых для измерительной системы. Для каждой кромки резцов (в оси резца) мы определяем координаты y_i и z_j . На основании функций (5), (6), (7) и (8), определяем начальные значения параметров F^t , S , ψ и A . Тем самым, мы получаем измерительные значения для этих точек.

Шаг 4: Составление карт сечения. Для каждого резца струга, с учётом последовательности их работы, проектируем теоретическую форму поперечного сечения борозды, с учётом коэффициента ψ , характерного для глубины работы резца в породе. Определяем значения площади поперечного сечения этих борозд S^n . Принимая во внимание последовательность работы резцов, для некоторых из них, борозды будут неполные.

Шаг 5: Теоретическая экстраполяция сил. В зависимости от комбинации работы резцов, мы теоретически определяем экстраполяцию поперечных сил F^t , вычисленных измерительным прибором, на фактические силы F^n , ожидаемые при работе отдельных резцов. При определении этих сил, мы используем описанные в статье способы экстраполяции.

Шаг 6: Практическая экстраполяция сил. На основании исследований, проведенных на месте („in-situ”), мы определяем коэффициенты экстраполяции μ значений поперечных сил, определённых теоретически в *Шаге 5*, на фактические значения, имеющие места во время разработки пласта.

Шаг 7: Суммирование сил. Суммируем силы F^n , определённые в Шаге 6, получая в результате равнодействующую силу резания F на резцовой головке струга.

Выводы. Представленный в статье метод определения равнодействующей силы на резцовой головке угольного струга является компонентом общей методики определения мощности тяги струга, работающего в определённых горно-геологических условиях, и добывающего уголь с определёнными механическими свойствами.

К преимуществам данного опытно-измерительного метода можно также отнести то, что при определении коэффициента μ экстраполяции теоретически вычисленных сил на фактически действующие силы, его значения определяются исходя из конкретного пласта, предназначенного для разработки.

Определённые с помощью данного метода силы необходимо считать приближенными к фактическим силам, действующим при разработке пласта. В рамках практических исследований, в будущем, необходимо будет определить, в какой степени такое приближение отвечает действительности.

Список литературы

1. Dolipski M., „Modelowanie i badania zespołów strugowych”, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 1993
2. Opolski T., Brączek E. – „Strugi węglowe – zasady budowy, działania i eksploatacji”, Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice, 1969
3. Osowski S. – „Modelowanie i symulacja układów i procesów dynamicznych”; Wydawnictwo Politechniki Warszawskiej, Warszawa, 2007
4. Wiczorek T. – „Neuronowe modelowanie procesów technologicznych”, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, 2008
5. Zieliński J.S. – „Inteligentne systemy w zarządzaniu – teoria i praktyka”, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa, 2000

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бузилом В.І.
Надійшла до редакції 20.06.11*

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ТОРМОЗНЫХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ШАХТНЫХ ЛОКОМОТИВОВ

Определено, что наиболее перспективным типом шахтных локомотивов для угольных шахт Украины есть тяжелые шарнирно-сочлененные. Такие локомотивы должны иметь многократное резервирование тормозных устройств, создающих тормозную силу как в контакте колеса и рельса, так и рельсовыми тормозами. Актуальными становятся автоматические системы, отслеживающие максимально возможный коэффициент сцепления колеса и рельса в данных условиях движения и предотвращающие появление юза.

Визначено, що найперспективнішим типом шахтних локомотивів для вугільних шахт України є важкі шарнірно-зчленовані. Такі локомотиви повинні мати багаторазове резервування гальмівних пристроїв, що створюють гальмівну силу як в контакті колеса і рейки, так і рейковими гальмами. Актуальними стають автоматичні системи, що відстежують максимально можливий коефіцієнт зчеплення колеса і рейки в даних умовах руху, і запобігають появі юза.

It is certain, that the heavy joint-jointed are the most perspective type of mine locomotives for the coal mines of Ukraine. Such locomotives must have frequent reservation of brake devices, creating brake force both in the contact of wheel and rail, and by rail brakes. The automatic systems watching a maximally possible coefficient of rolling friction wheel and rail in the given terms of motion and preventing appearance of braking skidding is actual.

Вступление. Рельсовый локомотивный транспорт является основным средством транспортирования горной массы, оборудования, людей и материалов по горизонтальным выработкам горных предприятий. Но надежность тормозных систем шахтных локомотивов не позволяет увеличивать его производительность при безопасной эксплуатации, особенно при подземной добыче угля, главного энергоносителя Украины.

Повышение производительности внутришахтного рельсового транспорта возможно при увеличении массы и скорости движения поездов и зависит от применяемых на локомотиве тормозных устройств. Поскольку на шахтных вагонетках тормоза отсутствуют, то реализуемая локомотивом тормозная сила при торможении колесно-колодочным тормозом и системой динамического торможения ограничивается условиями взаимодействия колеса с рельсом, а отсутствие систем автоматического слежения за коэффициентом сцепления колеса и рельса приводит к недоиспользованию тормозных возможностей локомотива. Использование рельсовых тормозов снижает тормозной путь поезда, но поскольку развиваемая ими тормозная сила не регулируется, то при их включении возникают существенные продольные динамические нагрузки на подвижной состав.

Известно, что шахтные локомотивы в подземных условиях обслуживают сравнительно небольшие участки рельсовых путей (как правило, до 10 км), а наиболее тяжелые поезда в грузовом направлении движутся на расстояния не более 2,5...3,5 км, потому наиболее тяжелые участки пути (с большим продольным уклоном, малым радиусом кривой в плане, ступеньками и проседаниями рельсовых стыков, уширениями рельсовой колеи и т.п.) могут быть заранее определены как потенциально опасные.

Целью настоящей работы есть определение путей развития шахтного рельсового транспорта, повышающих тормозные возможности локомотивов.

Задачей работы есть определение перспектив повышения тормозных характеристик шахтных локомотивов тормозными устройствами различных типов, для транспортирования грузов по рельсовым путям магистральных и вспомогательных выработок угольных шахт Украины.

Изложение материалов исследования. Существенное увеличение допустимой массы поезда по условию торможения на нормируемом тормозном пути (40 м для грузовых составов и 20 м – при перевозке людей) [1] возможно при использовании максимально больших тормозных моментов, не приводящих к срыву сцепления колеса и рельса, а также применении средств внеколесного торможения – магниторельсовых и гравитационных тормозов с регулируемой силой торможения.

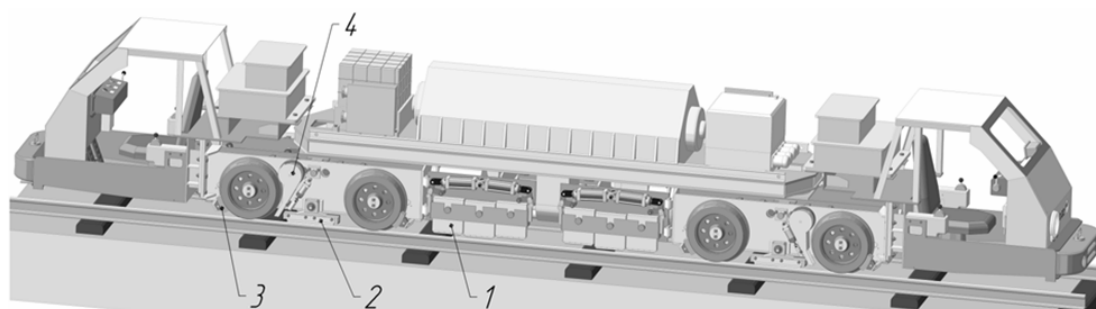


Рис. 1. Шахтный шарнирно-сочлененный локомотив Э10

Наиболее предпочтительными для использования на угольных шахтах Украины есть тяжелые локомотивы со сцепной массой 10 и более тонн. Однако при таком весе их габаритные размеры и, прежде всего, жесткая база (расстояние между осями колесных пар) значительно возрастают. Это мешает устойчивому движению и вписыванию в кривые малого радиуса шахтных рельсовых путей.

Наиболее перспективными в этом плане представляются шарнирно-сочлененные локомотивы, например кабельный электровоз Э10 [2], – головной образец из семейства модульных шахтных локомотивов, разработанный в ГВУЗ «НГУ» в 90-х годах, и показанный на рис. 1. Он содержит оборудованные кабинами две тяговые и промежуточную (среднюю) секции. Система энергоснабжения локомотива размещена на средней секции и может быть кабельной, контактной, аккумуляторной или гироскопической. На тяговой секции размещены секционные магниторельсовые 1, гравитационные 2 и колесно-колодочные 3 тормоза. Значительно повышает эффективность торможения подсыпка песка на дорожки катания рельсов, поэтому локомотив оборудован динамической песочницей 4 барабанного типа.

Традиционно в конструкции шахтных локомотивов применяют колесно-колодочный тормоз, (рис. 2), но создаваемая им тормозная сила существенно зависит от скорости движения поезда, состояния рельсового пути и температуры

нагрева тормозных колодок, что не позволяет в полной мере реализовывать возможный коэффициент сцепления колеса и рельса. Применяемые в транспортных системах дисковые тормоза не имеют этого недостатка, а тормозная сила магниторельсового тормоза не зависит от сцепной массы локомотива. Гравитационные рельсовые тормоза дают возможность не только удерживать шахтный поезд на стоянке, но и экстренно его затормаживать.

Наличие нескольких тормозных устройств различных типов позволяет осуществлять торможение как каждым из них в отдельности, так и одновременно несколькими. Это дает возможность создать тормозную систему шахтного локомотива, имеющую многократное резервирование. Использование колесно-колодочного тормоза должно быть обязательным при каждом торможении, но с его помощью следует создавать только около 25 % требуемой тормозной силы. Это позволит зачищать дорожки катания колес от угольно-породных загрязнений, повсеместно распространенных в шахтах, что повышает коэффициент сцепления колеса и рельса не только при торможении, но и при тяге. Остальные две трети тормозной силы могут формироваться дисковым трансмиссионным тормозом, а при выходе его из строя – дисковым осевым.

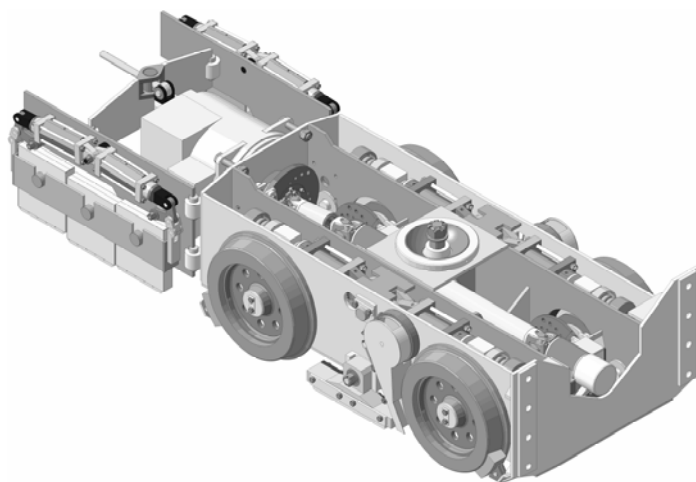


Рис. 2. Тележка шарнирно-сочлененного локомотива Э10

Поскольку вагонетки шахтного поезда не имеют тормозных устройств, то шахтный локомотив должен быть способен создать требуемую для остановки поезда тормозную силу только собственными тормозами, при этом приведенный коэффициент сцепления всего поезда ψ_{Π} будет значительно ниже, чем коэффициент сцепления локомотива ψ . Его определяют по выражению [3] как

$$\psi_{\Pi} = \frac{F_m + W_x + W_{\theta}}{G_{\Pi} + G_{\theta}},$$

где F_m – тормозные силы, возникающие в точках контакта дорожек катания рельсов и колес локомотива, Н;

W_x – сила продольного упругого скольжения колес локомотива в точке контакта с рельсами, Н;

W_g – сила продольного сопротивления движению колес вагонеток в точке контакта с рельсами, Н;

G_d, G_g – сила тяжести локомотива и вагонеток соответственно, Н.

Дополнительную тормозную силу могут создать магниторельсовые тормоза. Наиболее перспективными из них следует считать тормоза на постоянных магнитах, прежде всего магнитопластах неодим–железо–бор. Эти магниты имеют высокую точность изготовления, неподвержены коррозии и устойчивы к значительным ударным нагрузкам (до 500g). Для изготовления токопроводов и полюсных накопечников наилучшим образом подходит первичное железо марки PI-9.95 (с содержанием железа от 99,95 % до 99,99 %). Хорошая теплопроводность и высокий коэффициент трения при большой коррозионной устойчивости делают этот магнитомягкий материал наиболее перспективным для изготовления магниторельсовых тормозов шахтных локомотивов.

Наилучшие возможности для регулирования тормозной силы магниторельсового тормоза дают секционные тормоза, в которых тормозные секции опускаются на рельсы последовательно одна за другой. Создаваемая ими тормозная сила при этом возрастает ступенчато, а общее количество уровней торможения может равняться 12.

Значительный запас по надежности имеет гравитационный рельсовый тормоз. Обычно он включается в случае необходимости экстренного торможения. Тогда из гидроцилиндров подвески локомотива сливается рабочая жидкость и рама тяговой секции опускается до касания тормозными колодками гравитационного тормоза головок рельсов, – начинается процесс торможения с постоянной тормозной силой. Однако, если применить гравитационный тормоз с подрессоренной колодкой, то тормозную силу можно регулировать изменяя высоту опускания рамы секции и, соответственно, величину деформации ресоры тормозной колодки гравитационного тормоза.

Совместное использование секционного магниторельсового тормоза и гравитационного с подрессоренной колодкой позволяет не только плавно регулировать тормозную силу (рывки от ступенчатого включения магниторельсового тормоза будут сглаживаться плавным возрастанием тормозной силы на гравитационном), но и гарантированно останавливать шахтный поезд на участках рельсовой колеи с величиной продольного уклона пути до 50 %.

В отличие от железнодорожного транспорта, на шахтном рельсовом пока отсутствуют серийно выпускаемые системы автоматического контроля за коэффициентом сцепления колеса и рельса, что не позволяет заблокировать колеса локомотива при торможении и, соответственно, недопустить появления юза. Такие системы могут определять величину относительно скольжения колеса по рельсу, вычисляя ее по показаниям датчиков переносной и окружной скорости колес, и в зависимости от ее значения уменьшать прикладываемый к тормозным устройствам тормозной момент, или увеличивать его для достижения минимально возможного значения тормозного пути шахтного поезда.

Кроме того, если режим экстренного торможения устройствами, реализующими тормозную силу в контакте колеса и рельса, оказался недостаточно эффективным (величина замедления поезда не достигла заранее установленного минимального значения), то система автоматически включит магниторельсовые тормоза, а затем и гравитационные. Это позволит машинисту избежать ошибок в управлении шахтным локомотивом и гарантированно остановить поезд на минимально возможном для данной дорожной обстановки тормозном пути.

Выводы. 1. Наиболее перспективными для шахт Украины являются шарнирно-сочлененные локомотивы со сцепной массой 10 и более тонн.

2. Использование колесно-колодочного тормоза должно быть обязательным при каждом торможении, но с его помощью следует создавать только около 25 % требуемой тормозной силы. Это позволит зачищать дорожки катания колес от угольно-породных загрязнений, повсеместно распространенных в шахтах. Таким образом, повышается коэффициент сцепления колеса и рельса не только при торможении, но и при тяге. Остальные две трети тормозной силы могут формироваться дисковым трансмиссионным тормозом, а при выходе его из строя – дисковым осевым.

3. Наиболее перспективными магнитотвердыми материалами для секционных магниторельсовых тормозов следует считать магнитопласты неодим–железо–бор. Эти магниты имеют высокую точность изготовления, неподвержены коррозии и устойчивы к значительным ударным нагрузкам (до 500g). Для токопроводов и полюсных наконечников наилучшим образом подходит первичное железо марки ПІ-9.95 (с содержанием железа от 99,95 % до 99,99 %). Хорошая теплопроводность и высокий коэффициент трения при высокой коррозионной устойчивости делают этот магнитомягкий материал наиболее перспективным для изготовления магниторельсовых тормозов шахтных локомотивов.

5. Совместное использование секционного магниторельсового тормоза и гравитационного с подрессоренной колодкой позволяет не только плавно регулировать тормозную силу (рывки от ступенчатого включения магниторельсового тормоза будут сглаживаться плавным возрастанием тормозной силы на гравитационном), но и гарантированно останавливать шахтный поезд на участках рельсовой колеи с величиной продольного уклона пути до 50 ‰.

Список литературы

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. НПАОП 10.0-1.01-10. – К.: Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці». – 2010. – 430 с.
2. Мишин В. В. Математическая модель шахтного секционного локомотива в кривой / В. В. Мишин, О. Б. Зайцева // Изв. вузов. Горный журнал. – 1992. – № 4. – С. 71 – 74.
3. Коптовец А. Н. Исследование тормозной эффективности шахтных поездов / А. Н. Коптовец, С. Ф. Шибалов, А. В. Новицкий // Гірничя електромеханіка та автоматика : наук.-техн. зб. – 2004. – Вып. 203. – С. 56 – 61.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Самусею В.І.
Надійшла до редакції 26.04.11*

ВПЛИВ НОРМАЛЬНОГО ТИСКУ НА НАПРУЖЕНИЙ СТАН ГУМИ СТУПІНЧАСТОГО КАНАТА НА РОБОЧОМУ ОРГАНІ ПІДЙОМНОЇ МАШИНИ

Досліджено напружений стан гуми ступінчастого гумотросового каната у разі його застосування на підйомній машині з бобінним робочим органом та зі шківом тертя. Показано, що максимальні напруження в гумі залежать від конструкції каната та тиску, що виникає поміж шарами. Форма поперечного перерізу троса також впливає на напружений стан гуми.

Исследовано напруженное состояние резины ступенчатого резинотросового каната в случае его применения на подъемной машине с бобинным рабочим органом и со шкивом трения. Показано, что максимальные напряжения в резине зависят от конструкции каната и давления, возникающего между слоями. Форма поперечного сечения троса также влияет на напруженное состояние резины.

The stress-strain state of stepped rubber-rope cable in bobbin of winding and in pulley friction, are investigated. Shown that the maximum stress in the rubber depends on the design of the rope and the pressure appeared between the layers. Cable cross-sectional shape also affects to the stress-strain state of rubber.

Вступ. Будь який тяговий орган, навантажений силами розтягу та зігнутий на будь-якій іншій деталі, створює тиск на неї. В гумотросовому канаті тягове зусилля практично сприймається лише тросами. На виконавчий орган машини вони тиснуть через шар гуми або через декілька шарів каната. Це призводить до виникнення напружень в гумі. Ці питання розглянуті в роботі окремо для двох типів робочих органів підйомних машин.

Стан питання і постановка задач досліджень. Радіуси згину каната в кожному шарі можна вважати незмінними, а шари циліндричної форми. Враховуючи значне перевищення радіусу згину каната над його товщиною можна канат в шарах розглядати як плоский. Плоским можна вважати і деформації каната. З урахуванням того, що модулі пружності троса (приведений) та гуми мають значну (на декілька порядків) різницю, будемо троси в канаті вважати такими, що їх перерізи не деформуються. В машинах з бобінним робочим органом та в машині зі шківом тертя умови навантаження каната різні. Виконаємо дослідження з урахуванням особливостей підйомних машин.

Багатошарове намотування плоского каната на циліндричну оправку в підйомній машині з бобінним виконавчим органом має складну форму. Переріз намотаного каната площиною, що проходить через вісь обертання бобіни, показано на рис. 1. Наведений рисунок свідчить про те, що для окремих тросів та гумової обкладинки навколо нього можна виділити ряд схем навантаження. Найбільше тросів в оболонці належить шарам каната, що розташовані поміж іншими шарами або поміж робочим органом машини та наступним шаром каната. Верхній шар, зрозуміло, не сприймає зовнішнього тиску. Не сприймають зовнішнього тиску троси і об'єми гуми крайніх тросів в шарах, ближніх до тих, що утворені шарами каната з меншою кількістю тросів.

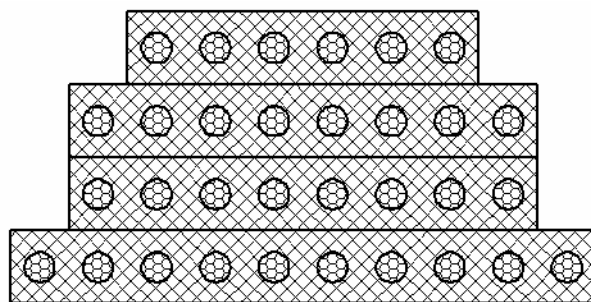


Рис. 1. Переріз каната змінного перерізу, намотаного в декілька шарів

Відповідно, серед тросів намотаного каната та гуми біля тросів можна виділити троси, переміщення яких обмежені з усіх боків та троси, деформації яких обмежені частково. Відповідно, розділимо троси на три типи за характером обмеження деформацій: 1) деформації обмежені з усіх боків, 2) деформації обмежені з трьох боків, 3) деформації обмежені з двох боків.

Усі перераховані випадки реалізують тиск шару на шар, що розташований під ним. Закон розподілу тиску поміж шарами досліджено в роботі [1]. Відповідно до визначених за характером навантаження груп, дослідимо напружено-деформований стан каната.

Основний зміст роботи. Найбільш характерним для першої групи будуть навантаження гуми в районі тросів, що розташовані в площині симетрії каната та в тросах, безмежно віддалених від країв каната в його незовнішньому шарі. Розглянемо такий випадок навантаження (рис. 2). На рисунку навантаження N_j та N_{j-1} відповідають тиску $j+1$ -го шару на j -й шар та j -го шару на $j-1$ -ий шар каната, що відбувається на одиничній довжині. Задачу визначення напружено-деформованого стану будемо розв'язувати у лінійній постановці. В цьому випадку прийнятний метод незалежності дій сил. Відповідно до цього методу можна схему навантаження, наведену на рис. 2, подати як суму двох напружено-деформованих станів (рис. 3).

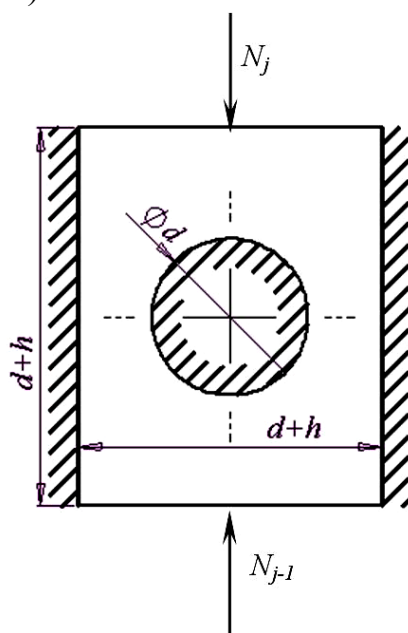


Рис. 2. Схема навантаження зразка відповідно першому типу

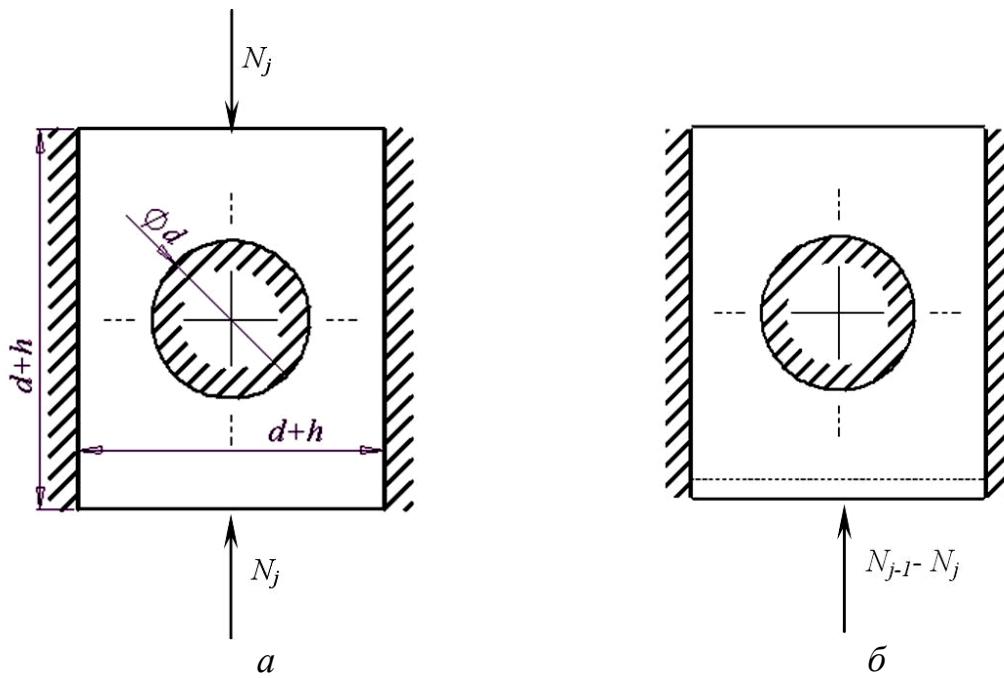


Рис. 3. Схеми заміщення навантажень

З наведеного рисунку видно, що схему навантаження по типу 1 можна замінити схемою рівного навантаження та доданою схемою навантаження другого типу. Дослідження останньої виконаємо далі.

Навантаження, що розглядаємо, при значній кількості шарів та у разі розташування тросів один над одним, призводять до того, що границі прикладення навантажень плоскі до деформацій залишатися плоскими і після них. Схема (рис 3, *a*) симетрична відносно горизонтальної та вертикальної осей. Замінімо її схемою навантаження (рис. 4).

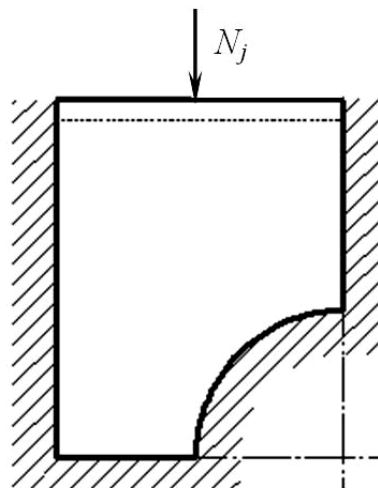


Рис. 4. Розрахункова схема

Величину N_j прийняли рівною 1 Н/м, $d = 8$ мм. Розрахунок напруженого стану виконали методом скінчених елементів. Аналіз результатів визначення напружень показав, що максимальні напруження мають місце в точках, що ме-

жують з контуром каната. Розподіл приведених за Мізесом напружень σ_0 у відносних координатах $x = 10\frac{h}{d}$ та $y = 10\frac{t}{d}$ наведено на графіку (рис. 5).

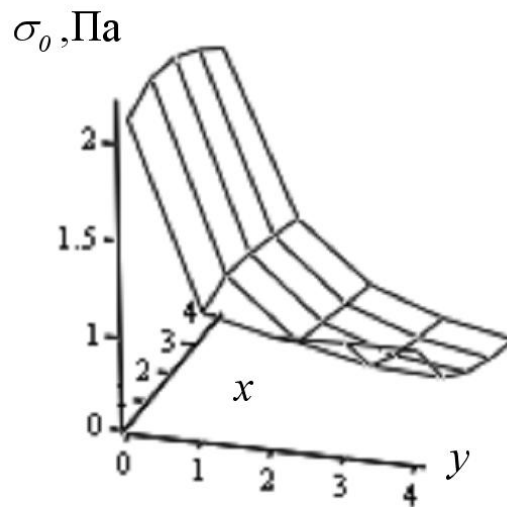


Рис. 5. Розподіл приведених напружень в гумовому міжтросовому прошарку для випадку прийняття троса з круговим перерізом

З рис. 5 видно, що крок розташування тросів в гумотросовому канаті, товщина каната впливають на його напружений стан. Більший вплив має товщина каната – її зростання зменшує максимальні напруження в гумі. Таким чином, можна зробити висновок про те, що схема розташування стренг впливає на значення напружень.

Троси каната мають більш складну форму перерізу, ніж коло. На рис. 6 наведена форма перерізу, що враховує наявність в конструкції каната окремих стренг. Напруження в гумі з урахуванням більш складної форми перерізу наведені на рис. 7.

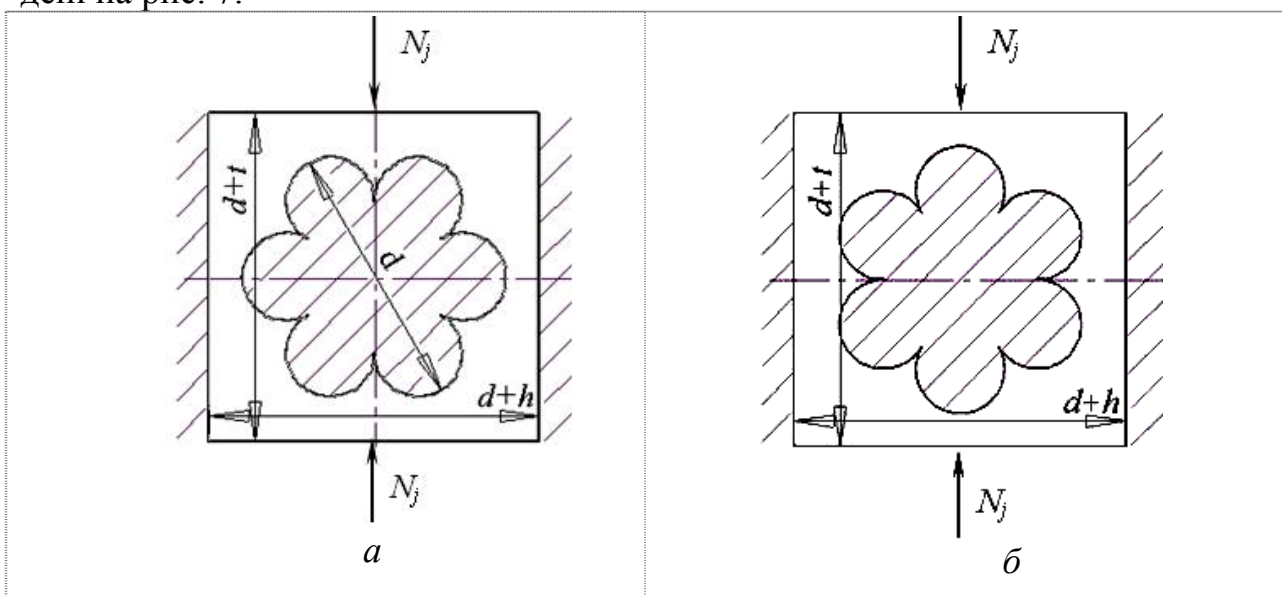


Рис. 6. Схема навантаження гумового прошарку у внутрішньому шарі каната при різних схемах розташування стренг

З наведених рисунків можна зробити висновок про те, що форма поперечного перерізу тросів каната та схема розташування його стренг впливають на значення напружень в гумовій оболонці. При цьому, коли x та y близькі до одиниці, максимальні напруження в гумі також близькі. Зростання значень x супроводжується більшим зростанням напружень у випадку розташування стренг за схемою (рис. 6, а). Збільшення значень y супроводжується більшим зростанням напружень у випадку розташування стренг за схемою (рис. 6, б). Різниця значень напружень, визначених для вказаних схем і віднесена до максимального, не перевищує 10%.

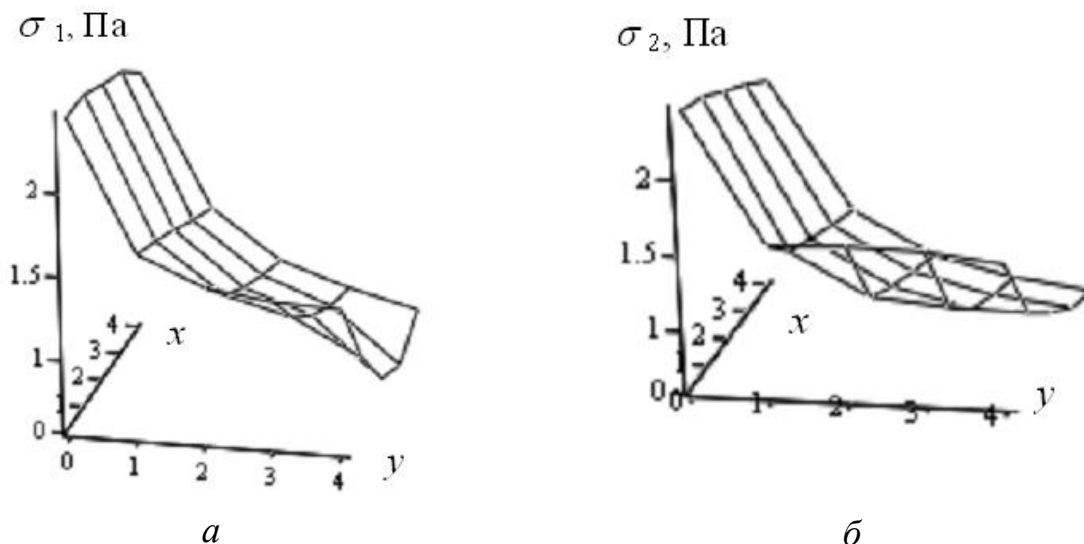


Рис. 7. Графіки залежності максимальних приведених напружень в гумовому прошарку при різних схемах розташування стренг у тросі

Стренги мають форму гвинтової поверхні. Форму перерізу тросів в канаті можна уявити як обертання перерізу складної форми (рис. 6) навколо поздовжньої осі троса. Напружений стан гуми можна вважати таким, що змінюється від розподілу (рис. 7, а) до (рис. 7, б). При розрахунках на міцність враховують максимальні напруження. Визначимо їх за залежністю

$$\sigma_3 = \begin{cases} \sigma_1 & \text{if } \sigma_1 > \sigma_2 \\ \sigma_2 & \text{if } \sigma_2 > \sigma_1 \end{cases} \quad (1)$$

Результати розрахунку наведені в таблиці 1.

Таблиця 1 – Залежність напружень σ_3 у внутрішньому гумовому прошарку при його стисканні розподіленою силою одиничної інтенсивності, Па

Параметр каната		h/d				
		0,25	0,50	0,75	1,00	1,25
t/d	0,25	2,45	2,42	2,32	2,24	2,07
	0,50	1,65	1,53	1,48	1,38	1,29
	0,75	1,59	1,28	1,17	1,08	1,01
	1,00	1,58	1,8	1,03	0,93	0,88
	1,25	1,3	1,02	0,84	0,69	0,78

За даними табл. 1 побудовано графік функції, показаний на рис. 8.

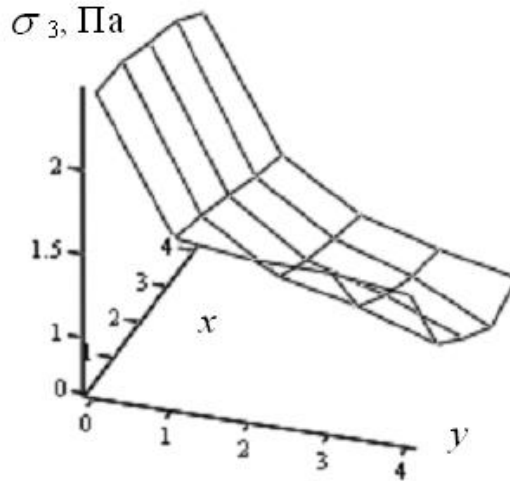


Рис. 8. Графік залежності максимальних приведених напружень в гумовому прошарку для випадку прийняття троса з урахуванням конструкції каната

Максимальні напруження визначені функцією σ_3 значно (до 30%) перевищують напруження, визначені без урахування наявності стренг в тросі (σ_0). Збільшення діаметра троса гумотросового каната призводить до практично пропорційного зменшення напружень і навпаки. Так, десятикратне збільшення діаметра троса (до 80 мм) призводить до зменшення напружень в 9,532 рази, а таке зменшення діаметра призводить до збільшення напружень в 9,93 рази.

Найбільш характерним для першої (визначеної вище) групи навантажень будуть навантаження гуми в районі тросів, що розташовані в площині симетрії каната, та в тросах, безмежно віддалених від країв каната в зовнішньому шарі при багат шаровому намотуванні каната та на шківі тертя підйомної машини з таким робочим органом. Розглянемо такий випадок навантаження (рис. 9).

Для вищеописаних умов, врахувавши симетричність конструкції та навантаження відносно вертикальної осі визначили напруження в гумовому прошарку (табл. 2).

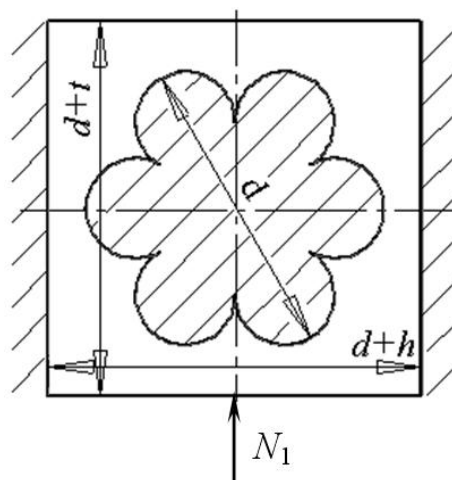


Рис. 9. Схема навантаження гумового прошарку в зовнішньому шарі каната

Таблиця 2 – Залежність напружень σ_4 у зовнішньому гумовому прошарку при його навантаженні розподіленою силою одиничної інтенсивності, Па

Параметр каната		h/d				
		0,25	0,50	0,75	1,00	1,25
t/d	0,25	5,69	6,21	7,57	9,38	8,83
	0,50	6,73	7,47	7,38	8,19	9,07
	0,75	6,99	8,20	8,12	8,38	7,69
	1,00	6,85	8,30	8,82	9,07	8,35
	1,25	7,02	8,37	8,37	9,06	9,13

За значеннями табл. 2 побудовано графік, наведений на рис. 10.

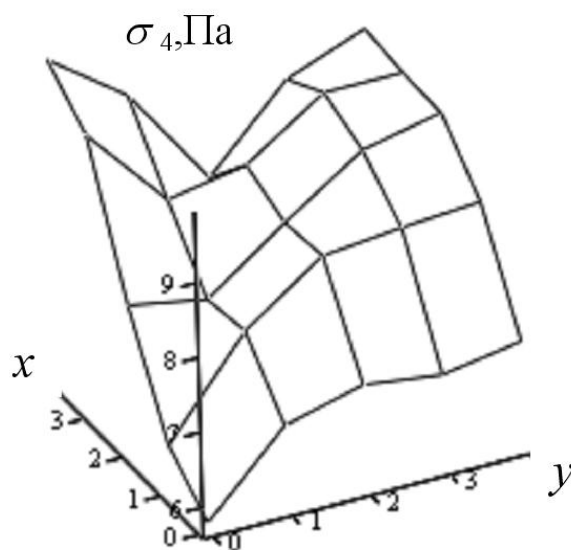


Рис. 10. Графік залежності максимальних приведених напружень у верхньому гумовому прошарку безмежно широкого каната

Як і для випадку з незовнішнім тросом, співвідношення геометричних параметрів $\frac{h}{d}$ та $\frac{t}{d}$ впливають на розподіл приведених за Мізесом напружень σ у

відносних координатах $x = 10\frac{h}{d}$ та $y = 10\frac{t}{d}$, але напруження зі зростанням t та

h зростають, та перевищують напруження для схем навантаження внутрішніх шарів. Під час намотування та змотування каната кожен виток каната буває верхнім, відповідно навантаженим за схемою, наведеною на рис. 9. Ще однією особливістю розподілу напружень є наявність мінімуму функції. Виконані дослідження показують, що мінімум в наведеному розподілі реалізується за умови

$\frac{t}{h} \approx \cos(45^\circ)$. Зумовлено останнє тим, що при співвідношеннях $\frac{t}{h} < \cos(45^\circ)$

максимальні напруження виникають по поверхні контакту гуми з нижньою стренгою. В протилежних випадках – на поверхні бічних стренг.

Отримані функції $\sigma_3(h, t)$ та $\sigma_4(h, t)$ дозволяють визначати напруження в шарах каната на бобіні при відомих значеннях міжшарового тиску N , параме-

трів каната: діаметра тросів d , кроку їх розташування h та товщини каната t , кількості тросів в канаті M

$$\sigma_{\text{об}} = \frac{\delta}{M d} \left[N_j \sigma_3(h, t) + (N_j - N_{j-1}) \sigma_4(h, t) \right]. \quad (2)$$

Останній випадок – це випадок, коли деформації гумового прошарку каната обмежені лише з двох боків. В таких умовах працюють крайні троси верхнього шару при багат шаровому намотуванні каната. Розглянемо розподіл напружень в канаті з одним тросом. В цьому випадку деформації гуми обмежені лише з боку намотаних шарів (у випадку бобінного намотування каната) або шківів підйомної машини. При такій схемі навантаження деформації гумового прошарку будуть більшими, ніж в гумі біля крайнього троса при більшій кількості тросів в канаті. Тобто отримані напруження будуть дещо більшими ніж для канатів з більшою, ніж один, кількістю тросів. Результати розрахунків максимальних приведених напружень для вказаного випадку наведені в таблиці 3.

Таблиця 3 – Залежність максимальних напружень σ_5 біля крайнього тросу зовнішнього гумового прошарку при його навантаженні розподіленою силою одиничної інтенсивності, Па

Параметр каната		h/d				
		0,25	0,50	0,75	1,00	1,25
t/d	0,25	12,7	11,8	11,3	11,0	10,8
	0,50	16,1	13,5	13,5	12,8	12,3
	0,75	18,4	14,5	14,7	13,9	13,3
	1,00	21,7	15,3	15,3	14,5	13,8
	1,25	24,2	17,0	17,0	15,0	14,1

За значеннями табл. 3 побудовано графік (рис. 11).

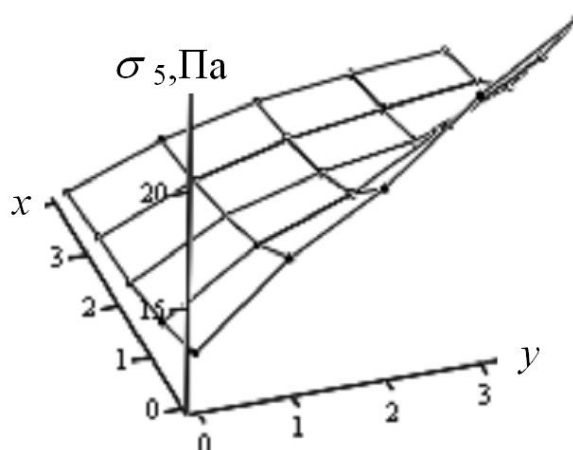


Рис. 11. Графік залежності максимальних приведених напружень в гумовій оболонці гумотросового каната, виготовленого з одного троса на шківі тертя або у верхньому шарі каната, намотаного в декілька шарів

З наведеного графіка можна зробити висновок, що зростання кроку укладення тросів (зростання безрозмірного параметру x) та товщини каната – пара-

метру u , приводить до зростання напружень в гумі. Зміна останнього параметра більше впливає на зміну величини максимального напруження.

Під час намотування кожен шар буває зовнішнім – першим. Напруження в гумі біля крайніх тросів треба визначати за залежністю

$$\sigma_{\text{крайн}} = \frac{8}{M d} N_1 \sigma_5 (h, t). \quad (3)$$

Узагальнюючи розглянуті випадки треба відзначити, що при рівних навантаженнях на осі, максимальні напруження в гумовій оболонці гумотросового каната зростають зі зростанням кількості необмежених напрямків деформування. Найменші напруження виникають в гумі біля некрайніх тросів у внутрішніх шарах при багатошаровому намотуванні каната. Найбільші – у канаті з одного троса у верхньому шарі при бобінному намотуванні та на шківі тертя. Напруження при останній схемі навантаження перевищують напруження при попередній схемі на порядок. Умови роботи гуми в гумотросовій стрічці конвеєра відповідають умовам роботи каната на шківі тертя в підйомній машині відповідної конструкції. Встановлене значне перевищення напружень в гумі біля крайніх тросів над відповідними напруженнями в районі некрайніх тросів можна вважати однією з причин прискореного руйнування гуми біля крайніх тросів в конвеєрних стрічках.

Висновки. При багатошаровому намотуванні каната, тиск одного шару на інший призводить до появи напружень в гумовій оболонці каната. Максимальні напруження мають місце в точках, що межують з контуром каната. Крок розташування тросів в гумотросовому канаті, товщина каната впливають на його напружений стан. Більший вплив має товщина каната – її зростання зменшує максимальні напруження в гумі. Можна зробити висновок про те, що схема розташування стренг впливає на значення напружень. Максимальні напруження в гумі, визначені з урахуванням особливості конструкції тросів каната значно (до 30%) перевищують напруження, визначені для каната з умовно круглим перерізом, діаметр якого дорівнює максимальному розміру перерізу каната. Збільшення діаметра троса гумотросового каната призводить до практично пропорційного зменшення напружень і навпаки.

В зовнішньому шарі напруження зі зростанням товщини каната та кроку розташування тросів зростають та перевищують напруження для схем навантаження внутрішніх шарів. Розподіл напружень має мінімум, коли співвідношення $\frac{t}{h} \approx \cos(45^\circ)$, який зумовлений зміною стренг, по поверхні яких виникають максимальні напруження.

Список літератури

1. Заболотный К.С., Панченко Е.В. Исследование величины радиальной нагрузки в бобинной намотке // Сб. науч. тр. НГУ. – 2006. – №26. – Т.1. – С. 106-111.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Блохіним С.Є.
Надійшла до редакції 26.04.11*

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА НИЗКОПОТЕНЦИАЛЬНЫХ ГЕОТЕРМАЛЬНЫХ ПОТОКОВ В ГЛУБОКОЙ УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ

Представлены результаты оценки нарастания геотермального потенциала воздушных потоков в реальных горных выработках действующей угольной шахты в Донецком каменноугольном бассейне.

Представлені результати оцінки наростання геотермального потенціалу повітряних потоків в реальних гірських виробках діючої вугільної шахти в Донецькому кам'яновугільному басейні.

Presents the results of evaluation of geothermal potential increase air flow into the real workings operating coal mine in the Donetsk coal basin.

Введение. Во всем мире обострилась проблема обеспечения промышленности и населения энергией. Это обусловлено исчерпанием широко используемых углеводородных ресурсов, таких как нефть и природный газ, низкой техногенной безопасностью современных атомных электростанций и негативными экологическими последствиями работы установок, использующих уголь. Неисчерпаемые в обозримом будущем и экологически безвредные виды энергии, а именно солнечная, ветровая, приливная и другие становятся все более актуальными. К ним относится и геотермальная энергия, обусловленная происходящими в недрах планеты и сопровождающимися выделением колоссальной теплоты радиохимическими и механическими процессами. Поступая к поверхности, эта теплота вместе с солнечной и техногенной обеспечивает климатический баланс Земли.

В перспективе представляется возможным извлечение из глубоких шахт геотермальной энергии для использования в технологических целях и для реализации потребителям в виде электрической и тепловой энергии.

В Украине разработку пластов мощностью менее двух метров осуществляют на глубинах 800-1500м и более, при температурах вмещающих пород более 30...50⁰С. Выемка угля сопряжена с необратимыми негативными последствиями экологического характера: минерализацией поверхностных и подземных вод; выбросами парниковых и радиоактивных газов и аэрозолей; деформациями и изъятием под отвалы поверхности. Результатом этого стало монотонное уменьшение с годами мощности отрабатываемых пластов, углубление рабочих горизонтов, ухудшение безопасности ведения горных работ, рост себестоимости добытого угля. Современное состояние шахтного фонда и существующие технологии, наряду с организационно-экономическими проблемами, не позволяют существенно изменить эту тенденцию. Один из возможных путей преодоления кризиса – применение качественно новых технологических подходов к разработке подземных месторождений.

Обеспечить извлечение энергии предполагается, создавая в отработанных частях горного массива, так называемые, шахтные геотермальные теплообменники [1.а.і.1]. Они представляют собой систему каналов-выработок в простран-

стве, где выработан угольный пласт, по которым движется теплоноситель, как правило, воздух. Лабиринтная конфигурация сети каналов может иметь самую разнообразную схему: последовательную, параллельную, комбинированную. Она должна гарантировать нагрев проходящего через нее воздуха до температуры окружающих пород в горном массиве ($T_{\text{п}} \sim 30 \dots 50^\circ\text{C}$ и выше) в течение нескольких десятков лет.

Необходимая конфигурация сети каналов создается и трансформируется с помощью вентиляционных сооружений. Производя переключение потоков, с их помощью можно обеспечивать рекреацию отдельных участков теплообменника, увеличивая продолжительность его функционирования [2]. Создание каналов в выработанном пространстве в настоящее время не представляет технических трудностей. Например, известны технологические схемы выемки угля с неполной закладкой выработанного пространства, остающиеся при этом незаполненными, участки могут служить каналами.

После того, как воздух проходит по лабиринту каналов, нагретый до температуры горного массива он поступает в трансформатор энергии, это может быть тепловой насос, вихревая труба, турбохолодильник или устройство другого типа. С их помощью выполняют разделение потока на две струи - горячую и холодную. Первую из них можно использовать для утилизации тепла, а также для иных целей. Холодный поток целесообразно использовать для кондиционирования воздуха на подземных рабочих местах.

Авторами предпринята попытка оценить энергетические возможности шахтного геотермального теплообменника на основе анализа тепловых потоков в реальных горных выработках действующей угольной шахты в Донецком каменноугольном бассейне.

Методика и условия выполнения исследований. В качестве экспериментального участка для определения параметров тепловых потоков в шахтном геотермальном теплообменнике выбрана сеть горных выработок арендного предприятия «Шахта им. А.Ф.Засядько». Это обусловлено тем, что шахта является одной из самых глубоких в Донбассе, она ведет горные работы на глубинах 1000-1300 м и более, температура массива горных пород достигает $45 - 51^\circ\text{C}$.

Характеристика угольных пластов представлена в таблице 2.1.

К моменту подготовки статьи шахтой разрабатываются пласты m_3 , l_4 , по пластам l_1 и k_8 после крупной аварии работы не ведутся.

Пласт m_3 – сложного строения, состоит из двух угольных пачек с прослойкой песчаника мощностью 0-18 см. С глубины 700 метров пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа, склонен к самовозгоранию. Непосредственная кровля представлена аргиллитом крепостью $f=3-4$, мощность колеблется от 4 до 14 метров, категория по устойчивости B_2-B_1 . Основная кровля представлена алевролитом или песчаником, категория пород по обрушаемости соответственно A_2 и A_3-A_4 . Непосредственная почва – алевролит «кучерявый» крепостью $f=2-3$ и мощностью до 0,5 метра, ниже залегает алевролит крепостью $f=4-5$, склонен к пучению.

Характеристика пластов

Показатели	Значения			
Символы: пласта свиты	m_3 C_2^7	l_4 C_2	l_1 C_2^6	k_8 C_2^5
Мощность пласта вынимаемая, м	1,42-2,15	0,9-1,16	1,58-2,06	0,9-1,23
Плотность угля, т/м ³	1,29	1,31	1,34	1,29
Угол падения пласта, град	2-11	10-16	6-22	5-19
Марка угля	ГЖО; Ж	КЖ	Ж; КЖ	КЖ; К
Зольность, %	3,2-22,1	6,4-18,6	13,1-35,4	5,5-11,5
Крепость	1,5	1,5	1,5	1,5
Содержание влаги, %	0,4-1,2	0,35-1,15	0,4-1,0	0,3-1,1
Содержание серы, %	1,3-4,3	1,1-3,4	2,0-4,4	2,3-3,7
Выход летучих, %	30,6-37,2	26,9-38,7	27,2-39,7	26,5-43,9

Обрабатывается лавами по простиранию пласта. Система разработки – столбовая, схема проветривания – 1-М-вт (рис.1).

Пласт l_1 – сложного строения, состоит от 3 до 7 угольных пачек, а на части шахтного поля разделяется на два отдельных пласта l_1^6 и l_1^H , склонен к самовозгоранию.

Непосредственная кровля на 80% территории представлена аргиллитом крепостью $f=3$ и мощностью от 0 до 1,5 метра, а на остальных 20% территории залегает алевролит крепостью $f=3-4$ и мощностью от 0 до 2,7 метров.

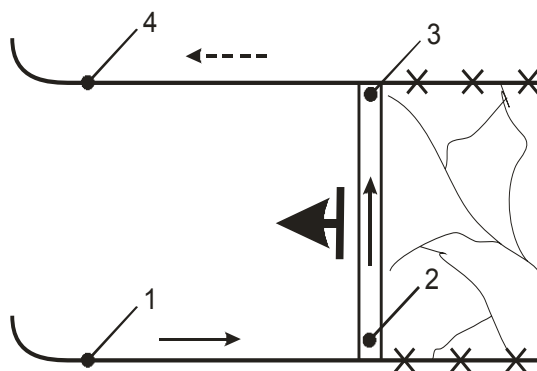


Рис. 1. Схема выемочного участка пласта m_3 :
1-4 – пункты измерения температуры воздуха

Категория пород по устойчивости B_1, B_3-B_4 . Основная кровля- песчаник мощностью 26-34 метра, его крепость составляет $f=7-8$. Категория основной кровли по обрушаемости A_3-A_4 .

Непосредственная почва- алевролит крепостью $f=4-6$ мощностью 1,3-11 метров, пучащий (Π_2). Основная почва – песчаник крепостью $f=7-8$ мощностью от 0,2 до 2 метров.

Обрабатывается лавами по простиранию пласта. Система разработки – комбинированная, преобразующаяся в столбовую. Схема проветривания – 2-В-пт (рис. 2а), после прихода в негодность вентиляционной выработки позади очистного забоя – 1-М-вт с частичным отводом исходящей вентиляционной струи на фланговую выработку через выработанное пространство очистного забоя и вентиляционной выработки (рис. 2б).

При первом варианте проветривания в точку 3 привносили охлажденный воздух, а при втором - часть тепла выносилась утечками воздуха и не контролировалась.

Пласт k_8 - сложного строения, состоит из 2-3 угольных пачек.

Непосредственная кровля на 30-90% площади залегает аргиллит крепостью $f=3$, мощностью 0-3,5 м, категория по устойчивости B_1 . На 30-90% площади залегает известняк мощностью 3-4 метра и крепостью $f=8-9$, категория по устойчивости B_5 , так же он служит и основной кровлей, категория по обрушаемости A_4 .

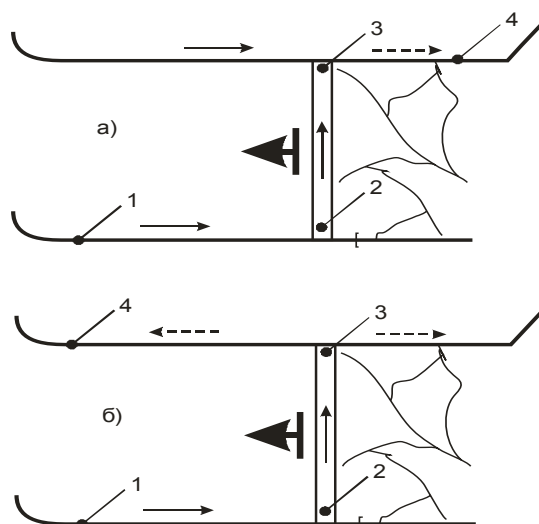


Рис. 2. Варианты схемы отработки выемочного участка пласта l_1 , а) - прямоточное с подсвежением, б) – комбинированное проветривание: 1-4 как на рис.1

Непосредственная почва, на площадях до 85%, представлена алевролитом крепостью $f=4-6$, мощностью от 0 до 1,5 м. На остальных 15% площади залегает песчаник крепостью $f=7-8$, мощностью от 5 до 12 м. Категория пород непосредственной почвы $П_1-П_2$. Основная почва представлена песчаником крепостью $f=8-9$.

Обрабатывается лавами по простиранию пласта. Система разработки – сплошная. Схема проветривания – 1-В-вт (рис. 3). Здесь следует учитывать наличие паразитных аэродинамических связей между точками 1 и 4.

Пласт l_4 в пределах шахтного поля простого и двухпачечного строения мощностью 0,9 - 1,2 м.

Непосредственная кровля пласта представлена аргиллитом и алевролитом мощностью 0,1 - 0,5 м, на контакте с пластом расслоенные до сыпучего состояния, обрушаются вслед за выемкой угля по всему рабочему пространству, весьма неустойчивые и неустойчивые (B_1 и B_2). Основная кровля среднеобрушаемая (A_2).

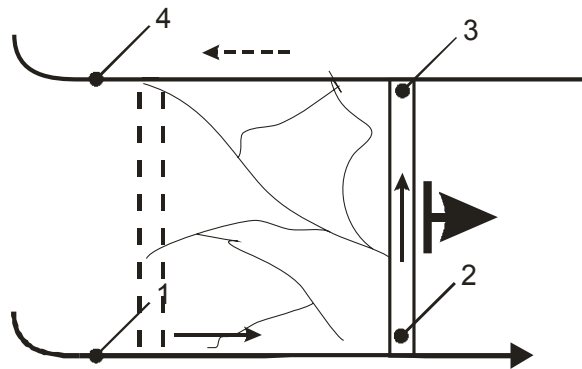


Рис. 3. Схема выемочного участка пласта $k_8:1-4$ как на рис. 1

Непосредственная почва пласта представлена алевролитом и аргиллитом.

Отрабатывается лавами по простиранию пласта. Система разработки – столбовая. Схема проветривания – 1-М-вт (см. рис. 1).

Все угольные пласты газonosны. Природная газonosность всех пластов высокая: от 8 до 26 м³ на тонну сухой беззольной массы угля.

При исследовании процессов теплообмена между стенками выработки и воздушным потоком на экспериментальном участке использованы данные температурных съёмки и замеров расходов воздуха, которые проводились совместно с участком вентиляции и техники безопасности арендного предприятия «Шахта им. А.Ф.Засядько».

Определялось изменение температуры воздуха на входе и выходе воздухоподающих, очистных (лав) и вентиляционных выработок в различные периоды отработки запасов угля в выемочном участке. При этом в точках измерения температуры фиксировали расход воздуха. Были приняты следующие обозначения величина нагрева (прироста температуры) воздуха (см. рис. 1):

- в пределах выемочного участка: $T_0 = T_4 - T_1$;
- в пределах очистного забоя: $T_{\text{лава}} = T_3 - T_2$;
- во время его движения по воздухоподающей выработке: $T_{\text{ен}} = T_2 - T_1$.

Теплоприток (ΔU) в вентиляционную струю воздуха определялся по формуле:

$$\Delta U = c \cdot \rho \cdot Q \cdot T_i, \text{ Вт} \quad (1)$$

где c - теплоёмкость воздуха, Дж/(кг К); ρ – плотность воздуха, кг/м³; Q – расход воздуха в выработке, м³/с; T_i – приращение температуры воздуха между измерными точками, К.

Поскольку измеренные значения температуры воздуха изменялись в интервале 12..41°C, отклонение значений плотности и теплоемкости воздуха от значений при 20°C не превышало 10%. При этом погрешность измерений расхода воздуха существенно превышала этот уровень. Это позволило в дальнейших расчётах плотность и теплоемкость воздуха принять постоянными.

В вычислениях были приняты следующие значения характеристик шахтного воздуха (для 20°C): плотность - $\rho = 1,24$, кг/м³; теплоёмкость воздуха - $c = 1002,9$, Дж/(кг К); давление - $P = 101325$. Па.

Необходимо принимать во внимание, что рассматриваемые условия не являются наилучшими с точки зрения оптимизации параметров геотермального теплообменника. Это обусловлено тем, что в горных выработках необходимо поддерживать комфортные и безопасные условия для горнорабочих. Характеристики вентиляционных потоков регулируют таким образом, чтобы обеспечить всех находящихся в выработках людей достаточным количеством свежего воздуха, не допустить пылеобразования из-за высокой скорости воздуха, растворить выделяющиеся из горного массива газы до безопасного уровня, а также предотвратить на рабочих местах повышение температуры воздуха более 26°C . В связи с вышеизложенным, авторы в ходе экспериментов констатировали поступление тепловой энергии в реальные вентиляционные потоки.

Результаты и обсуждение. Исследование процессов теплообмена между стенками выработки и воздушным потоком проводили на 17 выемочных участках. Десять из них отрабатывали пласт m_3 , по четыре - l_1 и l_4 , и три - k_8 .

Практически во всех выработках удаленных от воздухоподающих стволов наблюдали, как и ожидалось, повышение температуры воздуха в процессе движения его от начала выработки к ее окончанию. В расположенных вблизи стволов участках отмечены единичные случаи снижения температуры в жаркие периоды года.

Причиной нагревания воздуха был не только теплообмен со стенками выработок, а также работающие электроприводы машин, находящиеся под напряжением электрические кабели, рабочая жидкость в гидроприводах, теплота, выделяющаяся из транспортируемого полезного ископаемого, окисляющегося угля, горных пород и древесины. Параллельно происходило охлаждение воздуха водой, которую разбрызгивали из систем орошения и пылеподавления, из-за испарения технологической и выделяющейся из горного массива минеральной воды. Одновременное влияние всех этих нестабильных процессов предопределяло значительный разброс измеряемых температур и снижало надежность получаемых результатов.

Кроме того, нестабильными были основные влияющие на теплообмен воздуха со стенками выработок факторы, такие как массовый расход воздуха в горных выработках, из-за колебаний депрессии в вентиляционной сети, и площадь поперечного сечения деформируемых горным давлением выработок.

Несмотря на наличие систематических и несистематических погрешностей измерений получен ряд результатов, свидетельствующих о реальном получении значительных объемов низкопотенциального тепла из горного массива в выработки глубоких шахт. На рисунке 4 приведена в качестве примера диаграмма суммарных теплопритоков в горные выработки 17-й восточной лавы пласта m_3 от начала ее работы в феврале 2005 до окончания в апреле 2006 года.

Результаты показали однозначную зависимость получаемой воздушным потоком тепловой энергии от протяженности маршрута движения воздуха. В начальный период отработки участка, когда длина воздухоподающей и вентиляционной выработок была максимальной, теплоприток достигал 420 кВт. После выемки основной части запасов и сокращения протяженности маршрута движения воздуха величина ΔU сократилась более чем на порядок до 10кВт.

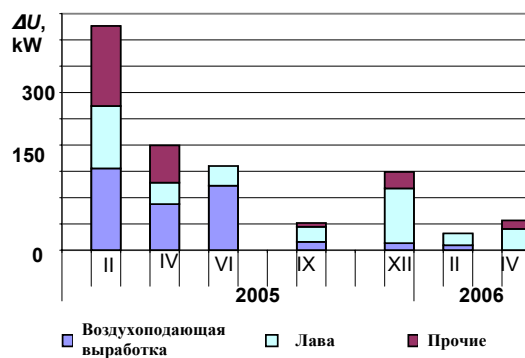


Рис. 4. Притоки тепла в вентиляционный поток за период отработки добычного участка 17-й восточной лавы пласта m_3

Показательной является изменение показателя $T_{en} = T_2 - T_1$, а именно, связь между протяженностью воздухоподающей выработки и величиной прироста температуры воздуха в ней (рис.5).

С увеличением протяженности маршрута движения воздуха температура последнего возрастала примерно на один градус через каждые 300м

Как ранее было указано, на изменение температуры вентиляционной струи существенное влияние оказывает расход воздуха в выработке. При увеличении расхода воздуха возрастает скорость его движения в выработке и, соответственно, сокращается продолжительность контакта с нагретыми поверхностями породного контура. В результате температура воздуха не достигает наибольших показателей. Данные (рис.6) показывают, что при увеличении расхода более 1600 м³/мин наблюдали снижение прироста температуры.

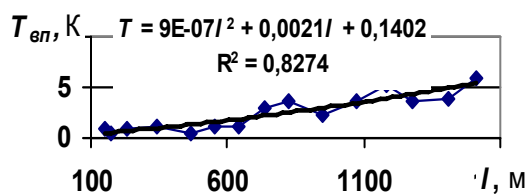


Рис. 5. Связь прироста температуры воздуха в воздухоподающей выработке 17-й восточной лавы пласта m_3 с ее протяженностью l

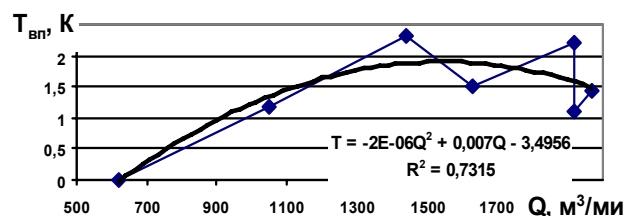


Рис. 6. Связь прироста температуры воздуха в воздухоподающей выработке 17-й восточной лавы пласта m_3 с расходом воздуха Q в ней

Обобщенные по всем десяти воздухоподающим выработкам пласта m_3 данные прироста температуры представлены на рис.7. Графики качественно подобны тем, что приведены на рисунках 5 и 6. Это свидетельствует о едином характере теплообмена между горным массивом и воздушными потоками в выработках.

Наблюдения, проведенные в очистных выработках (лавах) показали, что вследствие малой и постоянной длины этих выработок, которая составляла 200-300м, а также влияния ряда указанных выше техногенных факторов, существ-

венной связи между показателем $T_{лава}$ и протяженностью лавы или расходом воздуха установить не удалось.

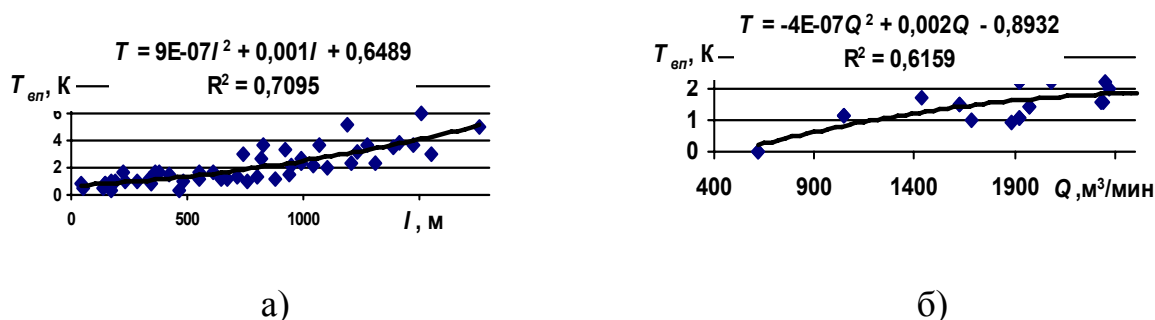


Рис. 7. Связь прироста температуры воздуха в воздухоподающих выработках пласта m_3 с их протяженностью l (а) и с расходом воздуха Q в них (б)

Изменение температуры воздуха в пределах добычного участка (T_{∂}) представлены на рис.8. Они подтвердили, что с увеличением протяженности маршрута движения воздуха температура воздуха возрастает (рис.8а), при этом охлаждающее влияние расхода воздуха не проявлялось (рис.8б) так как увеличивается время контакта воздуха и нагретых горных пород.

Установлено, что температура воздуха возрастает на один градус после того как воздух проходит по выработкам участка примерно 300м. Этот показатель равен ранее установленному для воздухоподающих выработок пласта m_3 .

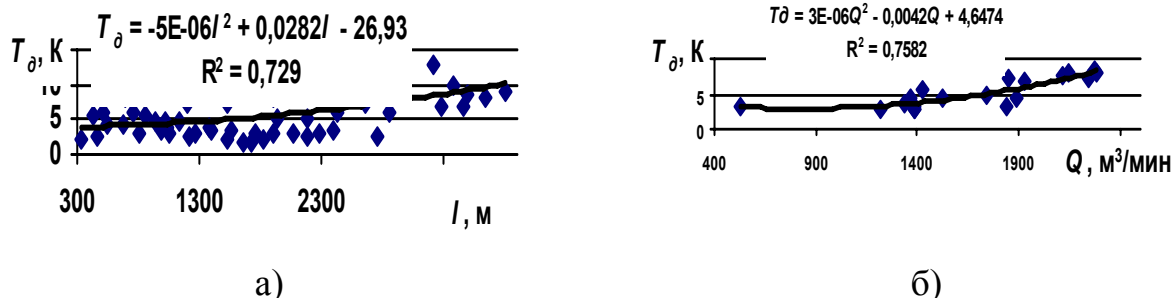


Рис. 8. Связь прироста температуры воздуха в пределах выемочных участков пласта m_3 с их протяженностью l (а) и с расходом воздуха Q в них (б)

Для остальных пластов шахты им. А.Ф. Засядько были выполнены подобные наблюдения. Было установлено, что отработка пласта k_8 прямым ходом (см. рис. 3) при наличии труднообрушаемой кровли сопряжена со значительными утечками воздуха через выработанное пространство. Это определяет уменьшение маршрута движения значительной части воздушного потока и, соответственно уменьшению нагрева воздуха. Изменение схемы проветривания добычных участков на пласте l_1 также приводило к потере значительной части тепловой энергии вместе с утечками через неподдерживаемые выработки (см.рис.2б). Тем не мене, При отработке всех обследованных участков установлено нагревание воздуха в следующих диапазонах:

- для воздухоподающих выработок ($T_{вп}$) от минус 2 до плюс 8,8 К;
- для участков (T_{∂}) от 4,3 до 13К.

Эти результаты измерения температур были использованы для расчета теплопритока в воздушные потоки и оценки приобретаемой ими энергии на основании выражения (1). Данные измерений и расчетов для всех обследованных выработок и участков сведены в табл.2. Где обозначены индексами ^o и ^w соответственно восточные и западные лавы.

Таблица 2

Обобщенные сведения о температурных изменениях в вентиляционных потоках и накапливаемой в них энергии

Название участка	$\Delta T, K$		$\Delta U, кВт$	
	$T_{вп}$	T_0	в воздухоподающей выработке	на участке
пласт m_3				
Вост. уклон	5	13	211,8	601,8
15 ^o бис	-2	12,2	-10,4	415,5
17 ^o	6	7,2	155,7	426,6
18 ^o	3,2	6	107,6	211,4
16 ^w	1	4,3	35,0	168,7
17 ^w	4	7,6	81,1	486,9
пласт l_1				
11 ^w	4	10	250,5	405,9
12 ^w	5,4	11	186,6	391,5
13 ^w	3	7	154,0	359,3
13 ^o	8	4,5	507,7	285,5
пласт l_4				
2 ^w	8,6	9,2	171,5	313,4
3 ^w	4,8	9,2	170,0	306,1
4 ^w	6,4	11,7	161,5	418,5
5 ^w	8,8	7,4	180,0	188,5
пласт k_8				
11 ^o	3,2	8,5	61,0	146,3
12 ^o	4,7	9,3	54,1	180,3
8 ^w	6,8	10,2	134,5	202,3

Выводы. Таким образом, в результате измерения динамики температуры в горных выработках глубокой угольной шахты Донецкого каменноугольного бассейна произведена экспериментальная оценка низкопотенциальных геотермальных потоков.

Установлено, что за период перемещения по горным выработкам добычных участков потоки воздуха, используемого для проветривания, нагреваются на 4,3-13К. В среднем, в выработках участков пласта m_3 воздух нагревался на один градус, перемещаясь на 300м.

При коротких, менее 1000м, маршрутах движения вентиляционных потоков существенное влияние на температуру воздуха может оказывать массовый расход воздуха. Увеличение Q более 1600м³/мин приводило к снижению темпе-

ратуры на 2-3 К. Для длинных маршрутов, протяженностью более 2000м, охлаждающее влияние расхода воздуха не сказывалось, так как продолжительность контакта воздуха с горными породами была достаточной.

Процесс разогревания воздуха происходил за счет геотермальной энергии недр. Ориентировочные расчеты показали, что мощность получаемой геотермальной энергии на выемочном участке может достигать в данных условиях 170-600 кВт и более.

Такой энергетический потенциал можно утилизировать различными способами. Наиболее простым представляется использование геотермального тепла для проветривания шахт - так называемая тепловая депрессия. Можно применить нагретый воздух для подпитки тепловых насосов. Возможны другие варианты использования геотермальной энергии для нужд предприятий или внешних потребителей.

Список литературы

1. Патент на корисну модель №17751 Україна, МПК F24J 3/08. "Спосіб одержання геотермальної енергії" / В.К.Костенко, О.В.Костенко, Т.В.Костенко; заявник і власник ДонНТУ. – №200603621; заявл. 03.04.2006; опубл. 16.10. 2006, Бюл. №10.
2. Костенко В.К. Математическая модель эксплуатационного режима шахтного геотермического теплообменника/ В.К.Костенко, И.Р.Венгеров // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2007. - № 2. - С. 86-89.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.О.
Надійшла до редакції 24.06.11*

УДК 622.224:532.528

© В.А. Дзензерский, Ю.А. Жулай, А.А.Потапенко

ГИДРОДИНАМИЧЕСКАЯ КАВИТАЦИЯ В РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЯХ

Выполнена оценка эффективности технических средств гидроимпульсного воздействия с использованием режимов высокочастотных кавитационных автоколебаний для интенсификации технологических процессов в горнодобывающей отрасли.

Виконано оцінку ефективності технічних засобів гідроімпульсного впливу з використанням режимів високочастотних кавітаційних автоколиваний для інтенсифікації технологічних процесів у гірничодобувній галузі.

The estimation of efficiency of hydro impulsive technique using the high-frequency self-excited cavity oscillations modes for intensification of process technologies in mining industry is carried out.

Реализация ресурсосберегающих технологий предприятием, в том числе и в горнодобывающей отрасли, является одной из важных задач его хозяйственной деятельности. Особенно остро эта проблема встала перед руководителями хозяйствующего субъекта в условиях роста цен на энергоносители. В последнее время в мире и в Украине наблюдается устойчивая тенденция в разра-

ботке технологий, использующих гидродинамическую кавитацию, способствующей их интенсификации и повышению энергоэффективности.

В работах [1, 2] описаны примеры практического применения дискретно-импульсных струй, полученных посредством гидродинамической кавитации, для достижения позитивных результатов по интенсификации и ресурсосбережению различных технологических процессов:

- в металлургии – для удаления вторичной окалины пульсирующими струями при горячей прокатке металла;

- в машиностроении – для удаления заусениц и очистки различных поверхностей от ржавчины, загрязнений, старой краски;

- в химической промышленности – для эмульгирования жидкостей и диспергирования с использованием режимов периодически-срывной кавитации в потоке суспензии.

Практическое использование гидродинамической кавитации в этих отраслях позволяет снизить удельное энергопотребление до 50%.

Целью данной работы является оценка эффективности технических средств гидроимпульсного воздействия в режиме периодически-срывной кавитации и формирование приоритетных направлений их развития в горнодобывающей отрасли.

Решение этих задач связано с получением дискретно-импульсной энергии большой мощности в потоке жидкости при помощи кавитационного генератора (КГ), создающего высокоамплитудные колебания в диапазоне звуковых частот. Это достигается только за счет соответствующей геометрии специального гидравлического канала [3], без использования каких-либо движущихся частей и дополнительных источников энергии.

При экспериментальном исследовании кавитационных автоколебаний в гидравлической системе с трубкой Вентури с углом раскрытия диффузора $\beta > 15^\circ$ и более, которые проводилось в Институте технической механики НАН Украины [4], на всех режимах работы трубки Вентури в широком диапазоне изменения числа кавитации K (критерий динамического подобия кавитационного течения жидкости) – наблюдались высокочастотные кавитационные автоколебания. Трубка Вентури со специальными геометрическими параметрами была названа кавитационным генератором (КГ), схема которого представлена на рисунке 1.

Снижение давления ниже некоторого критического значения давления $P_{кр}$, вследствие больших местных скоростей в потоке движущейся капельной жидкости в узком сечении КГ, приводит к разрыву сплошности. Такую кавитацию называют гидродинамической.

В качестве примера, на рис.2 (справа) приведена копия участка осциллограммы с записью параметров кавитационных автоколебаний, реализовавшихся в гидравлической системе, включающей КГ. Здесь же (слева), представлена копия участка кинограммы с кавитационным течением в генераторе и трубопроводе за ним. Экспериментально были установлены характерные особенности этого вида колебаний. К ним относится, прежде всего, отсутствие зависимости частоты колебаний от длины выходного трубопровода, которое указывает на не

акустическую природу высокочастотных кавитационных колебаний. Частота и «двойная амплитуда» этих колебаний определяются формой, геометрическими и режимными параметрами КГ.

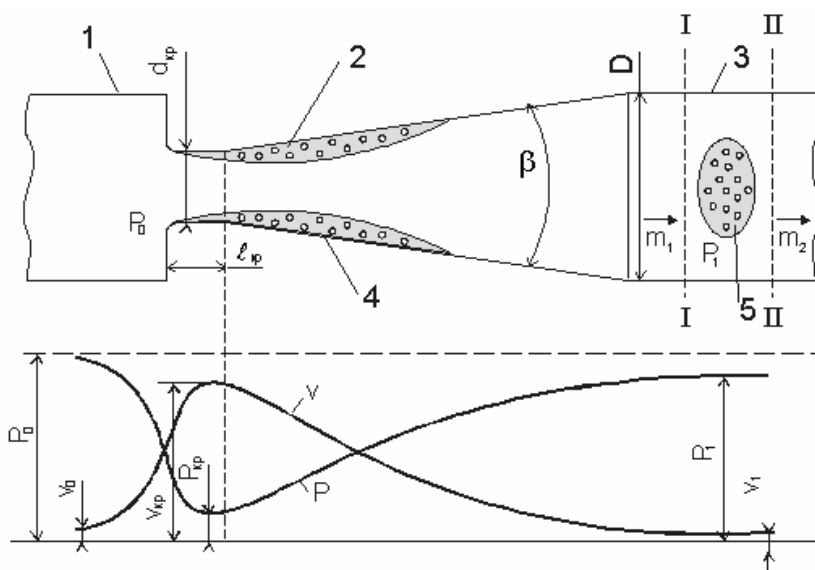


Рис.1. Схема кавитационного генератора с распределением давления и скорости потока вдоль него: 1 – входной трубопровод; 2 – трубка Вентури; 3 – выходной трубопровод; 4 – кавитационная зона; 5 – оторвавшаяся часть каверны.

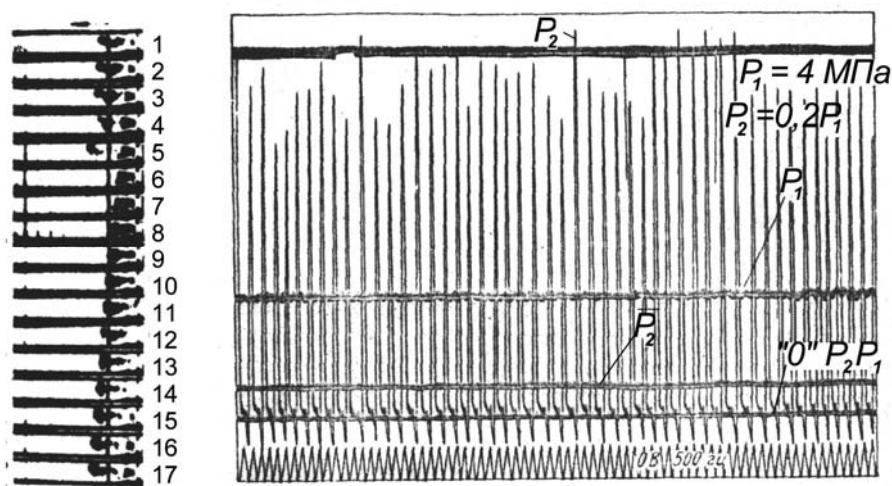


Рис.2. Копии участков осциллограммы и кинограммы кавитационных автоколебаний

Под «двойной амплитудой», вследствие негармонической формы колебаний, понимается величина размаха $\Delta P_2 = P_{2\max} - P_{2\min}$, где $P_{2\max}$ и $P_{2\min}$ – максимальное и минимальное значения давления в импульсе. При этом установлено, что наиболее развитые кавитационные колебания, частотой и амплитудой которых в широком диапазоне значений легко управлять геометрическими и режимными параметрами, наблюдаются в гидравлической системе при значениях угла раскрытия диффузора $\beta > 15^\circ$.

Визуальные исследования физической картины течения с применением скоростной киносъемки [5] показали, что в зависимости от геометрических параметров КГ для данного режима (P_1 и $P_2 = \text{const}$) в нем может реализоваться

режим периодически срывного кавитационного течения. При этом осевшая каверна растёт до максимальных размеров, а потом происходит отрыв всей её диффузорной части и захлопывание со стабильной частотой.

Использование такого типа устройства в качестве источника гидродинамических волн позволяет реализовать способ создания импульсов давления жидкости, в несколько раз превышающие по величине давление, получаемое на выходе насосной установки.

Примером успешного использования гидродинамической кавитации может служить **иницирование водяных скважин**.

Для увеличения дебита скважин, т.е. повышения их фильтрационных свойств, необходимо проведение комплекса технических мероприятий, связанных с процессами расколматаций продуктивных зон фильтров различными методами, характеризующихся различной степенью эффективности. Это – чистка стенок скважин шарошечными долотами, откачки эрлифтом, механическое воздействие вибраторами на колонну с фильтром, создание гидравлических ударов при использовании в качестве генератора пневматических (низкочастотных) устройств, кислотное воздействие на фильтр, взрыв в районе фильтра или (без фильтра) в зоне водоносного горизонта. В последние годы начали применяться гидравлические свистки и магнестрикционные генераторы ультразвуковых колебаний. Не вдаваясь в глубокий анализ названных методов и средств, их недостатки определяют преимущества генератора колебаний давления жидкости, который имеет длительный ресурс работы (т.к. не содержит быстроизнашиваемых элементов и подвижных частей) и не требует дополнительных источников энергии.

При его использовании эффективность увеличения фильтрационных свойств продуктивных пластов значительно возрастает. В результате гидродинамического воздействия на горную породу в пласте формируются продольные и поперечные волны, возбуждающие упругие (собственные) колебания пористой среды, которые, в свою очередь, приводят к нарушению сплошности, идущей с образованием сети микротрещин.

Для оценки роста параметров проницаемости пластов использовался технический параметр – дебит скважины, по величине которого производилось определение фильтрационных свойств скважины.

На рис. 3 и 4 показаны схемы размещения наземного оборудования, обвязки и установки КГ в скважине с запиткой от погружного или автономного насоса.

По технологической схеме с запиткой от погружного насоса произведено восстановление двух скважин. В процессе работы проводилось сравнение эффективности расколматации скважин до, и после обработки. Изменение дебита фиксировалось при каждом замере. Вначале скважины были обработаны в режиме поступления всей воды на генератор. Дебит был повышен на 40%. Затем откачкой погружным насосом воды на слив обеспечивалась очистка скважины от частиц шлама. На втором режиме погружной насос одновременно работал на генератор и производился отбор воды в течение 68 часов. Общее повышение дебита составило 200%.

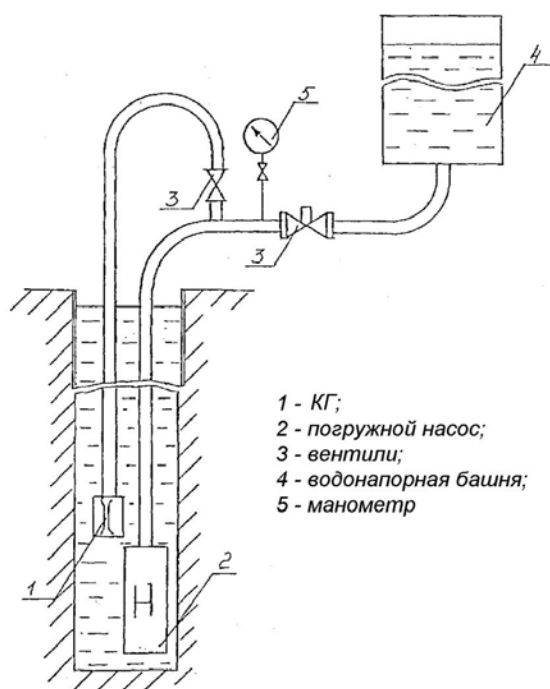


Рис. 3. Схема раскольматации скважин с приводом КГ от погружного насоса.

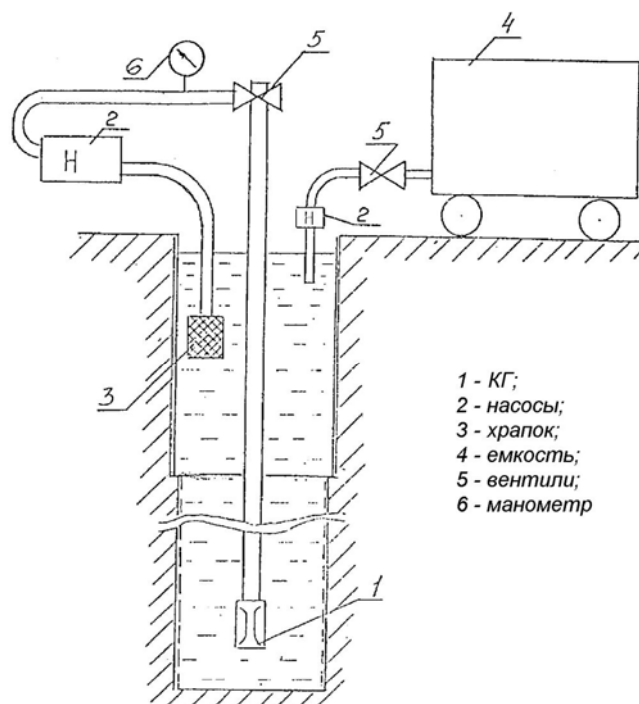


Рис. 4. Схема раскольматации скважин с приводом КГ от автономного насоса.

В скважинах, в которых водоносный горизонт перекрыт фильтром была проведена их обработка по схеме, представленной на рис. 7. Обеспечивалось поинтервальное перемещением КГ на любую высоту и обработка поверхности стенок скважин или фильтра. Это является важным фактором, поскольку стендовые исследования по определению параметров импульсного воздействия потока жидкости на фильтрующий элемент показали, что амплитуда колебаний давления по мере удаления его от выхода КГ падает.

Испытание схемы раскольматации скважин с приводом от погружного насоса проводились в скважинах глубиной 100 м. Скважины были снабжены фильтровыми колоннами, выполненными в виде перфорированной трубы.

После обработки скважин гидродинамическим способом в течение 4 часов их дебит увеличился на 25% – 110% по отношению к замеренному до обработки.

На основании изложенного были сделаны следующие выводы:

1. Увеличение дебита скважин на 25-200% (путем импульсной гидрообработки скважин с величинами пиковых давлений, лежащих в диапазоне 4-12 МПа) обуславливается нелинейным увеличением параметров проницаемости, благодаря формированию разветвленной сети трещин и пор за счет высокочастотного знакопеременного воздействия жидкости на капилляры породы, твердую фазу и фильтрат и эффективным выносом последних из продуктивной зоны.

2. Эффективность работ по раскольматации скважин и очистки фильтров зависит от схемы воздействия на пласт или фильтр.

Известно, что при **бурении скважин** в твердых горных породах наложенные вибронагрузки на породоразрушающий инструмент приводит к повышению технико-экономических показателей бурения.

Одним из эффективных способов бурения скважин является использование гидроударных машин. Однако технические средства для его осуществления обладают рядом недостатков, главным из которых является сложность эксплуатации машин, связанная с наличием движущихся деталей и пружин, резиновых манжет, изнашивающихся в процессе эксплуатации, в связи, с чем межсмотровой период не превышает 25 часов. Негативным моментом в этом случае является не только трудоемкость работ, но и большая зависимость эффективности бурения от точности регулировки движущихся деталей.

Одним из перспективных направлений, позволяющих исключить эти недостатки, является создание высокоамплитудных гидродинамических волн в трубопроводе за КГ и преобразование их в механическое вибронагружение породоразрушающего инструмента.

На рис.5 приведены схемы гидродинамических буровых снарядов (БС) для кернового а) и безкернового б) бурения. Генератор 2, используя энергию промывочной жидкости, преобразует стационарный поток в дискретно-импульсный и создает высокочастотные продольные виброускорения на породоразрушающем инструменте 3. Указанные БС прошли полный комплекс экспериментальных исследований на гидравлических и буровых стендах, а также в условиях сооружения гидрогеологических и геологоразведочных скважин.

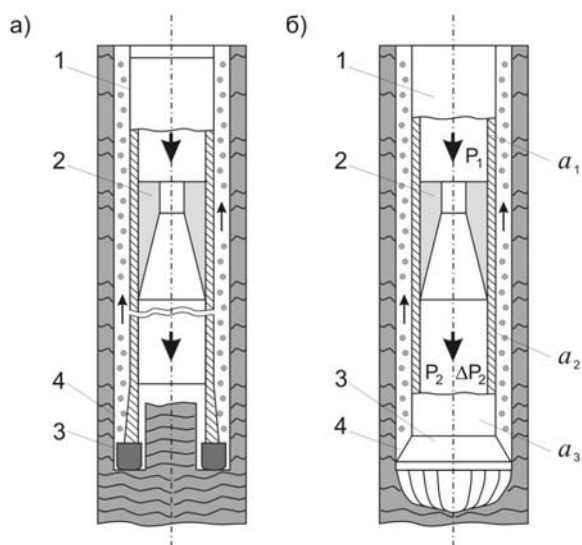


Рис.5. Принципиальная схема гидродинамического бурового снаряда (а – бурение с отбором керна; б – бескерновое бурение): 1 – буровая колонна; 2 – КГ; 3 – породоразрушающий инструмент; 4 – скважина.

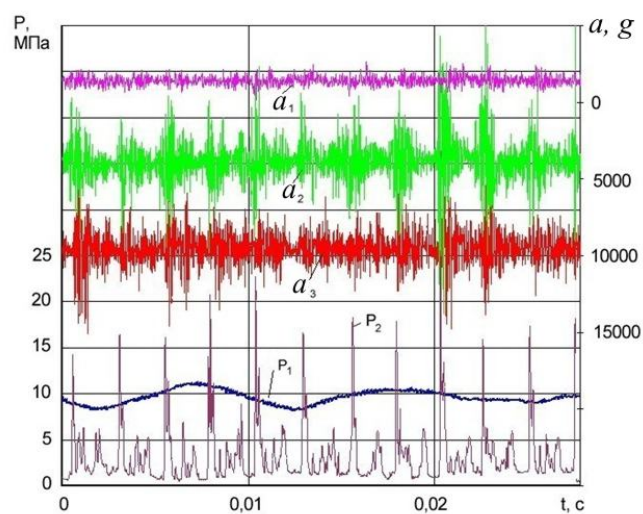


Рис.6. Копия оциллограммы записи параметров при испытаниях экспериментального образца гидравлического бурового снаряда на гидравлическом стенде: $P_1 \approx 10$ МПа, $P_2/P_1 \approx 0,123$.

На рис.6 приведена копия участка оциллограммы с записью в реальном режиме времени параметров экспериментального образца БС при его испытаниях на гидравлическом стенде. К этим параметрам (см. рис.2) относятся P_1 и P_2 – давления на входе в кавитационный генератор и в трубопроводе за ним, a_1 ,

a_2 и a_3 – виброускорения в сечениях до и после кавитационного генератора и на корпусе имитатора породоразрушающего инструмента.

Анализ результатов этих испытаний не оставляет сомнений в том, что в трубопроводе БС (за сечением выхода из генератора) реализуется режим периодически срывной кавитации с частотами в диапазоне 70 – 3000 Гц с максимальным размахом колебаний давления жидкости ΔP_2 до $2,7 P_1$. Максимальные значения виброускорений на корпусе имитатора породоразрушающего инструмента составили 1600 g (при $P_1 \approx 5$ МПа) и 2700 g (при $P_1 \approx 10$ МПа). То есть, повышение давления подачи промывочной жидкости приводит к росту значений виброускорений на породоразрушающем инструменте и их частоты.

Следует отметить удовлетворительное согласование виброускорений БС, полученных при испытаниях на гидравлическом и буровом стенде. Так максимальные значения виброускорений в обоих случаях, полученные при давлениях питания $P_1 = 5,1$ МПа, достигают величин ≈ 1600 g.

Эффективность бурения с наложением вибронагрузки на породоразрушающий инструмент была подтверждена при сооружении гидрогеологических скважин большого диаметра.

Результаты сравнительного анализа бурения гидрогеологической скважины диаметром 190 мм показали, что при работе БС средний рост механической скорости бурения достигает 71,5% по сравнению со скоростью бурения роторным способом. При этом произошло снижение износа породоразрушающего инструмента и энергозатрат до 30%.

На основе проведенных исследований были созданы гидродинамические БС снаряды для бурения геологоразведочных скважин 76мм, испытания которых выполнялись в условиях ПГО "Степьгеология" (Кокчетавская область и район Астаны). Данные испытаний в идентичных условиях показали, что по сравнению с гидроударником Г76ВО, гидродинамический БС, оснащенный коронкой 02ИЗ, обеспечил рост механической скорости бурения на 15,8% и ресурса работы коронки на 13,2%. При использовании алмазных коронок типа А4ДП, рост механической скорости в среднем составил 26,7%, а ресурс коронки по средним значениям 11,8%.

Анализ затрат мощности на вращение бурового инструмента на всех режимах бурения показал, что при работе гидродинамического БС происходит их снижение до 20% (по сравнению с затратами мощности при работе гидроударника Г76ВО). БС обеспечивает улучшение стабилизации и устойчивости функционирования буровой колонны и породоразрушающего инструмента.

Сравнительный анализ надежности работы гидродинамического БС и гидроударника Г76ВО показал следующее: за период испытаний было отмечено 4 отказа гидроударника и произведено 10 его сборок-разборок для регулировки и замены деталей. В то же время, за весь период испытаний не произошло ни одного отказа в работе гидродинамического БС. Осмотром и замером основных размеров деталей БС установлено отсутствие их износа. Это свидетельствует о том, что ресурс работы гидродинамического БС значительно превышает ресурс гидроударника.

С применением БС пробурена скважина глубиной 522,5 м и до этой глубины подтверждена его работоспособность.

Анализ способов и средств **борьбы с газовым и пылевым факторами** в странах с наиболее развитой угольной отраслью показывает, что до настоящего времени статическое нагнетание жидкости в угольные пласты является основополагающим мероприятием.

В мировой практике ведения горных работ по данным направлениям проведен большой объем научно-технических исследований, на основании которых разработаны нормативные документы, регламентирующие проведение работ, их контроль и оценку эффективности. Вместе с тем увеличение глубины разработки месторождений, изменение горно-геологических условий и свойств углепородного массива при одновременном увеличении нагрузки на очистные и подготовительные забои привели к значительному снижению эффективности профилактических мероприятий. Анализ исследований показывает, что в условиях больших глубин возможности нагнетания жидкости в статическом режиме исчерпаны. При таком нагнетании жидкости имеют место случаи спонтанного прорыва воды в выработанное пространство и преждевременного гидроотжима краевой части пласта с угрозой провоцирования газодинамического явления. Эффективное решение данной проблемы стало возможным после ряда экспериментальных исследований импульсного нагнетания жидкости.

В последние годы значимые результаты в этом направлении получены Институтом геотехнической механики (ИГТМ) НАН Украины совместно с ПАО «Краснодонуголь». Лабораторные исследования погружного устройства гидроимпульсного воздействия (УГИВ) на модели скважины показали, что при давлении нагнетания от 5,0 до 30,0 МПа с расходом жидкости 30-70 л/мин рабочий диапазон частоты автоколебаний составляет от 1 до 7 кГц. Максимальный размах автоколебаний давления жидкости, наложенный на величину подпора, соизмерим с давлением нагнетания. Что подтвердило возможность эффективного использования разработанного устройства для импульсного нагнетания жидкости в комплексе горного оборудования при гидрорыхлении угольных пластов.

В результате горно-экспериментальных работ и оценки эффективности применения УГИВ, расположенного в скважине (рис. 7), при гидрорыхлении выбросоопасных угольных пластов в забое подготовительной выработки установлено:

- разработанная конструкция УГИВ при нагнетании жидкости в диапазоне давления от 10,0 до 20,0 МПа со скоростью нагнетания от 40 до 60 л/мин обеспечивает эффективное рыхление и дегазацию выбросоопасных угольных пластов в зонах с низкой гидравлической проницаемостью;

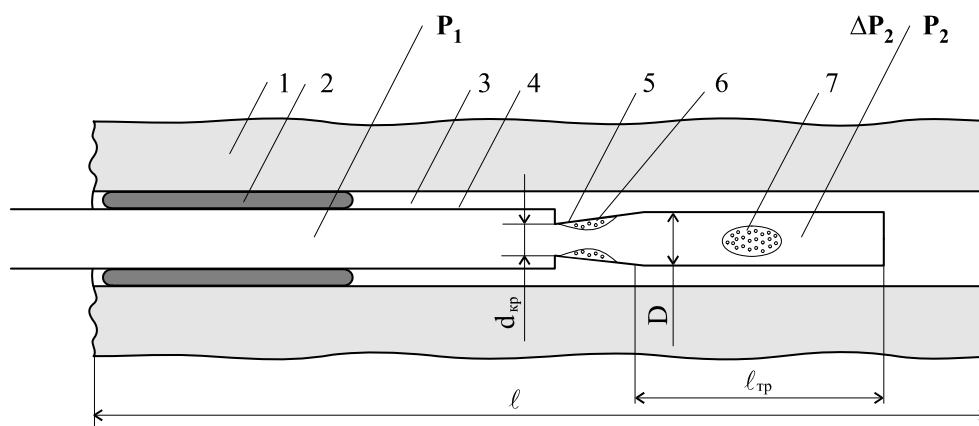


Рис. 7. Схема гидрорыхления угольного массива

1 – угольный пласт; 2 – герметизатор скважины; 3 – напорный трубопровод; 4 – напорный трубопровод; 5 – КГ; 6 – оседлая каверна; 7 – оторвавшаяся и снесенная по потоку каверна

- рыхление массива нагнетанием жидкости через скважины диаметром 43 мм и длиной от 6,0 до 7,0 м с глубиной герметизации от 4,0 до 5,0 м за зоной максимального опорного горного давления осуществляется без проявления гидроразрыва и протекания воды по сечению пласта в забое выработки.

- сравнение эффективности применения статического и импульсного нагнетания жидкости по длительности воздействия на массив показало, что при гидроимпульсном воздействии длительность нагнетания жидкости до завершения активного процесса гидрообработки пласта снижается до 50 %, а расход жидкости до 60%. В процессе ведения работ признаки ГДЯ не наблюдались.

- из условия безопасного ведения горных работ величина давления в фильтрационной камере скважины не должна превышать давление гидроразрыва пласта, т.е. $0,75\gamma H$. Применение импульсного режима нагнетания с кавитационным течением жидкости обеспечивает соблюдение этого критерия, при этом позволяет управлять процессом трещинообразования в угольном пласте.

Выводы

Эффективность использования гидродинамической кавитации подтверждена разработками способов и устройств по интенсификации технологических процессов в горнодобывающей отрасли: при бурении и раскольматации скважин, гидроимпульсного рыхления выбросоопасных угольных пластов.

Кавитационный генератор, преобразующий стационарный поток жидкости в дискретно-импульсный, за счет высокочастотного знакопеременного воздействия, интенсифицирует различные технологические процессы. Он обладает рядом преимуществ перед другими техническими средствами волнового воздействия:

– простота изготовления, отсутствие подвижных частей, дополнительных источников энергии, длительность ресурса, исключение передачи колебаний жидкости на насос;

– конструкция кавитационного генератора органично вписывается в различные технологии и позволяет интенсифицировать их при более низких удельных энергозатратах, не требует трудоемкой доработки оборудования.

Перспективним в даному напрямку дослідження є використання отриманих результатів для аналізу впливу динамічних характеристик УГІВ на процес гідрорухлення удароопасних углей і визначення раціональних величин імпульсів тиску і частоти їх повторення.

Список літератури

1. V.V.Pilipenko. Cavitation self-oscillations intensify technological processes / V.V.Pilipenko, I.K.Man'ko, V.A.Zadontsev // Proceedings of a Fluid Dynamics Panel Workshop. – Kiev, Ukraine. Report 827, 1998, – P.32-1-4.
2. Жулай Ю.А. Гідродинамічна кавітація в енергосберегаючих технологіях/ Ю.А. Жулай, Ворошилов А.С. //«Вестник»: сб. науч. трудов/ ДНУЖТ ім. академіка Лазаряна. – Днепропетровск, 2007. – Вып. № 14. – С.46–51.
3. А.с. 1232296 СССР, МКИ В 06 В 1/18. Генератор коливань тиску рідини / В.В.Пилипенко, В.А.Задонцев, И.К.Манько, Ю.А.Жулай, Н.А.Дзоз (СССР). –№ 3772504/24-28; заявл. 19.07.84; опубл. 23.05.86, Бюл. № 12.
4. Пилипенко В.В. Кавітаційні автоколивання: монографія / В.В. Пилипенко. – К: Наук. думка, 1989. - 316 с.
5. Манько И.К. Візуальні дослідження кавітаційних автоколивань в гідравлічній системі з прозорою трубкою Вентури / И.К. Манько // Кавітаційні автоколивання в насосних системах. – К.: Наук. думка, 1976. – Ч. 2. – С.113-118.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Бойком В.О.
Надійшла до редакції 21.06.11*

UDC 550.83

© G. Gruhler, S. Dashevsky, J. Kranz, T. Zawischka

ELECTRIC ROAD VEHICLES – OVERVIEW, CONCEPTS AND RESEARCH AT REUTLINGEN UNIVERSITY

The paper details the architecture of fully electrified vehicles as well as their new electronic systems. Examples of up-to-date electrical passenger cars are given. A very important question, that is the environmental foot-print of electrical vehicles compared to conventional ones, is examined. A research project is introduced where a fleet of two-wheeled vehicles is available for day-to-day use. Research on vehicles, software for fleet management and battery range prediction is described.

В даній статті наведено докладні відомості щодо принципів роботи електрифікованих транспортних засобів, а також описано їх нові електричні системи. Показано приклади вже існуючих електричних пасажирських транспортних засобів. Розглянуто вплив електрифікованого транспорту на навколишнє середовище у порівнянні із звичайними видами транспорту. Наведено проект досліджень, у рамках якого існує парк двоколісних електрифікованих транспортних засобів для щоденного використання. Описано дослідження, безпосередньо пов'язані із електрифікованим транспортом, визначенням точного часу розряду батареї, а також програмним забезпеченням, що дозволяє керувати парком таких транспортних засобів.

У статті наведено докладні відомості щодо принципів роботи електрифікованих транспортних засобів, а також описано їх нові електричні системи. Показано приклади вже існуючих електричних пасажирських транспортних засобів. Розглянуто вплив електрифікованого транспорту на навколишнє середовище у порівнянні із звичайними видами транспорту. Наведено проект досліджень, у рамках якого існує парк двоколісних електрифікованих транспортних засобів для щоденного використання. Описано дослідження, безпосередньо пов'язані із електрифікованим транспортом, визначенням точного часу розряду батареї, а також програмним забезпеченням, що дозволяє керувати парком таких транспортних засобів.

INTRODUCTION

Limited availability of natural resources and environmental problems caused by pollution have raised a global discussion concerning alternative technologies for locomotion. There are many studies available, ranging from vehicles with fully electrified powertrain up to systems using electrical energy for only partly supporting an internal conventional combustion engine. Battery-based electrical vehicles (BEVs) are examples for the first group, whilst hybrid electrical vehicles (HEV) can be categorized to the latter one. Plug-in hybrid vehicles (PHEV) have an exceptional position in this classification, because they provide two independent drive concepts. For short distances, driving power will solely be provided by an internal battery, which will be substituted by a conventional combustion engine generator, when battery capacity is close to deplete. Due to the enormous amount of technologies available on the market this study must be limited in its scope. The authors have chosen to focus their investigation only on BEVs. The idea of electrically powering an automobile is not new and has achieved its peak level in the beginning of the last century. It is quite interesting to note that during this time electric vehicles were seen in advantage compared to gasoline cars. In the early 19th century, they dominated the vehicle registration numbers with a ratio of 3:1 [1]. Figure 1 shows an interesting concept of an electric car, which was presented on 14th April 1900 at the automotive world exhibition in Paris. It was named after its designer Ferdinand Porsche who was employed at the machine factory Jakob Lohner & Co in Austria. Its front wheels were driven by two single hub motors. The power of the electrical motors was specified with each 2.5hp at 120rpm. A 44 cell battery with a capacity of 300Ah and a nominal voltage of 80V allowed a driving range of up to 50km at a maximum speed of 50km/h. The weight of the vehicle was specified with 1000kg, including the battery with 410kg. The vehicle was far ahead of its time and the principle of hub motors, which was also developed by Ferdinand Porsche, was later even used in space by the NASA to drive their moon vehicle. However, electric vehicles have never been mass produced mainly due to their limitations concerning driving range and missing infrastructure for recharging the batteries. In the past century, oil has been considered as a cheap and nearly unlimited source of energy. Further efforts in the development of improved electrical vehicles have therefore been neglected. Today this situation has changed dramatically. The global demand of oil is continuously increasing and political and economic issues do stroke fears of shortage. The



Figure 1: Lohner-Porsche battery driven electrical vehicle [2]

will be substituted by a conventional combustion engine generator, when battery capacity is close to deplete. Due to the enormous amount of technologies available on the market this study must be limited in its scope. The authors have chosen to focus their investigation only on BEVs. The idea of electrically powering an automobile is not new and has achieved its peak level in the beginning of the last century. It is quite interesting to note that during this time electric vehicles were seen in advantage compared to gasoline cars. In the early 19th century, they dominated the vehicle registration numbers with a ratio of 3:1 [1]. Figure 1 shows an interesting concept of an electric car, which was presented on 14th April 1900 at the automotive world exhibition in Paris. It was named after its designer Ferdinand Porsche who was employed at the machine factory Jakob Lohner & Co in Austria. Its front wheels were driven by two single hub motors. The power of the electrical motors was specified with each 2.5hp at 120rpm. A 44 cell battery with a capacity of 300Ah and a nominal voltage of 80V allowed a driving range of up to 50km at a maximum speed of 50km/h. The weight of the vehicle was specified with 1000kg, including the battery with 410kg. The vehicle was far ahead of its time and the principle of hub motors, which was also developed by Ferdinand Porsche, was later even used in space by the NASA to drive their moon vehicle. However, electric vehicles have never been mass produced mainly due to their limitations concerning driving range and missing infrastructure for recharging the batteries. In the past century, oil has been considered as a cheap and nearly unlimited source of energy. Further efforts in the development of improved electrical vehicles have therefore been neglected. Today this situation has changed dramatically. The global demand of oil is continuously increasing and political and economic issues do stroke fears of shortage. The

electrification of the automobile is considered as the most promising technology for our mobile future. However, there are still major (technological) challenges, e.g., in terms of maximizing range anxiety, battery costs, charging time and the construction of a sustainable energy supply.

STATE OF THE ART IN ELECTRIC MOBILITY

Architecture of E-cars

The basic architecture of an electrical passenger car is presented in **Ошибка! Источник ссылки не найден..** Of course, there are possible variations of this architecture but the presented structure seems to be quite common. First of all, the conventional combustion engine is replaced by one or more electrical motors which are directly driving the wheels. Neither manual nor automatic shift gear boxes are in use. The motors get their electrical energy from high voltage batteries or battery packs via power electronic inverters, which are or should be able to recover electrical energy during deceleration phases. For the high voltage electrical components and wires in a car, particular safety

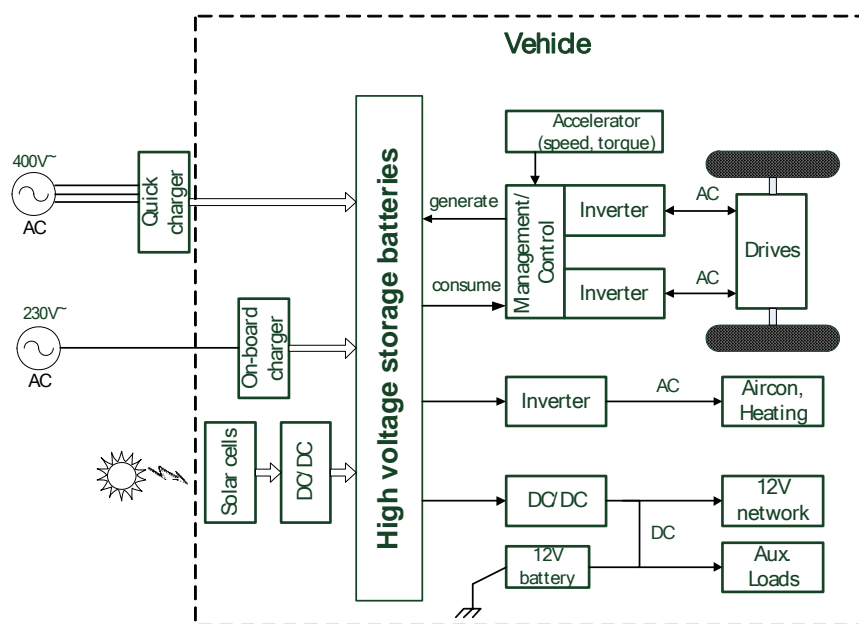


Figure 1: Components of an electrical vehicle

measures are to be implemented. Besides the high voltage components and wire network, there is still a common low voltage (12V) DC system and wire network (because of safety reasons), which supplies all the well-known common electrical components and systems of the car. Some components will have to be implemented in a different way compared to a conventional vehicle, in particular the heating and air conditioning(HVAC) system as well as the break force amplifier. Conventional cars make use of the thermal energy of a combustion engine for heating and the air-conditioning system is mechanically driven by the motor. In e-cars, heating and air conditioning will have to be implemented electrically (consuming energy out of the high voltage battery). For charging the batteries there are the following concepts: Standard charging of the high voltage battery from conventional 230V supply is usually done via an on-board electronic charger system. Quick charging from 400V AC might require external electronic chargers. In future both charger types might be able to transfer energy back from the vehicle's battery into the power grid. Therefore in future, electric vehicles may play an important role in intelligent power distribution and storage concepts. Charging of the low voltage battery is done by transferring energy from the high voltage battery via an electronic DC/DC converter. An interesting but not yet decided question will be whether it will make sense to equip standard e-cars with solar cells. In this case, an additional DC/DC

measures are to be implemented. Besides the high voltage components and wire network, there is still a common low voltage (12V) DC system and wire network (because of safety reasons), which supplies all the well-known common electrical components and systems of the car. Some components will have to be implemented in a different way compared to a conventional vehicle, in particular the heating and air conditioning(HVAC) system as well as the break force amplifier. Conventional cars make use of the thermal energy of a combustion engine for heating and the air-conditioning system is mechanically driven by the motor. In e-cars, heating and air conditioning will have to be implemented electrically (consuming energy out of the high voltage battery). For charging the batteries there are the following concepts: Standard charging of the high voltage battery from conventional 230V supply is usually done via an on-board electronic charger system. Quick charging from 400V AC might require external electronic chargers. In future both charger types might be able to transfer energy back from the vehicle's battery into the power grid. Therefore in future, electric vehicles may play an important role in intelligent power distribution and storage concepts. Charging of the low voltage battery is done by transferring energy from the high voltage battery via an electronic DC/DC converter. An interesting but not yet decided question will be whether it will make sense to equip standard e-cars with solar cells. In this case, an additional DC/DC

converter is necessary to charge either the high or the low voltage battery. Excursion: So called range extenders in a special type of hybrid vehicles are combustion engines which drive an electrical generator in order to charge the high voltage battery in case of shortage of electrical energy. As the range extender does not directly drive the wheels, it can run at fixed rotational speed and an optimal set of parameters. A closer look to the high voltage battery reveals different possible types. Lead-based high voltage batteries are mostly out of use because of their very limited life-time and number of charging cycles, as well as very high weight. Other possible types are Redox-flow-batteries and ZEBRA batteries. Currently in most e-cars different types of Li-ion batteries (lithium-based batteries) are used. Common to lithium-based batteries is that the whole system consists of a huge number (stack) of cells. Since lithium-based batteries may by no means be overcharged, a safe and intelligent battery management and charging system, often taking into account the parameters of single cells or at least of subsets of cells, is essential. A closer look to the electrical drives of the car shows that mostly AC motors are in use. This can be either a single motor for all driven wheels, or so called hub-based motors (each driven wheel has its own motor). Therefore one or more DC/AC converters are necessary in combination with intelligent management and control units. The electronic converters are switched frequency inverters whose basic functionality and architecture are well-known from other intelligent controlled AC drive applications (like AC servo drives in automation systems and machines). The energy efficiency ratio of the power inverters are of extreme importance, as there is a continuous energy flow forth and back between high voltage battery and motor(s). Efficiency rates of 95% or better are envisaged. As Figure 2 shows, besides the high power drive inverters, quite an additional number of DC/DC, AC/DC and DC/AC converters can be found in electrical vehicles. Power electronics are therefore a major field of development and source of value generation in e-cars.

Examples of modern electric vehicles

Most car producers are working on the development of electrical vehicles to supplement their product portfolio. However, only a few are already commercially available on the market. Figure 3 shows two examples from entirely different vehicle categories. Table 1 opposes their specifications.



Figure 3: Examples of electrical vehicles; (a) Mitsubishi i-MiEV, (b) Tesla Roadster

Table 1

Technical data [6], [7]

	Mitsubishi i-MiEV	Tesla Roadster
Acceleration 0-100km/h [s]	15.9	3.9
Battery [V/Ah]	330/48	375/150
Empty weight [kg]	1,110	1,235
Maximum speed [km/h]	130	201
Power [kW]	49	215
Price (excl. VAT) [€]	~29,000	~84,000
Range [km]	150	394
Torque [Nm]	180	370

Ecological balance.

Electric vehicles are considered as promising alternative since they do not produce any tailpipe emissions during operation. However, they may cause additional power grid load, green-house gases and pollutions for the generation of electricity required for battery charging. Electric vehicles do therefore increase electric power use. However, if managed correctly, that power can be fully provided using the power plants we have available today [3], [4]. General predictions of CO₂ emissions for BEVs, which determine the environmental impact, are considered impossible due to the variation of each country's energy mix. An electrical vehicle may be only operated emission free, when the electricity is produced by renewable sources. Another source of pollutants is the production of the vehicle components. However, latter ones are only little in meaning during the whole life cycle of the vehicle. The authors will therefore not further consider them. Literature points out that one electric vehicle increases the electricity consumption of a household in industrialized countries by about 50% [3]. Introducing a large number of electrical vehicles therefore induces new challenges concerning the infrastructure of charging stations as well as the power grid. The total amount of energy E_{tot} required to move a vehicle can be expressed with equation (1).

$$E_{tot} = \frac{E_{res}}{\eta_{trans} \eta_{motor} \eta_{fuel}} \quad (1)$$

with E_{res} : Mechanical efficiency to move the vehicle [MJ/km],

η_{trans} : Transmission efficiency,

η_{motor} : Electric motor efficiency,

η_{fuel} : Fuel efficiency.

In terms of an BEV, the fuel supply efficiency can be further expressed with equation (2)

$$\eta_{fuel} = \eta_{charging} \eta_{grid} \eta_{power} \eta_{res} \quad (2)$$

with: $\eta_{charging}$: Efficiency of charging and discharging the battery,

η_{grid} : Efficiency of the electrical distribution grid,

η_{power} : Efficiency of the power plant,

η_{res} : Efficiency of mining or farming of energy resources.

Figure 4 graphically compares different types of vehicles according to their CO₂ emissions. Equations (1) and (2) have been separated according to their Well-to-Tank (WtT) and Tank-to-Wheel (TtW) emissions. The sum of WtT and TtW therefore equals again the Well-to-Wheel (WtW) performance, including all energy relevant steps beginning with the extraction of the energy resource up to the physical movement of the vehicle. Figure 4 shows that electric vehicles are in average cleaner than other vehicles during operation. A car using conventional gasoline emits in average more than twice as much CO₂. It is assumed that BEVs even get cleaner over time, because the proportion of renewable energy sources is supposed to rise in future. Figure 4 can however only be considered as indicative, since it assumes averaged values of CO₂ intensity for electricity production

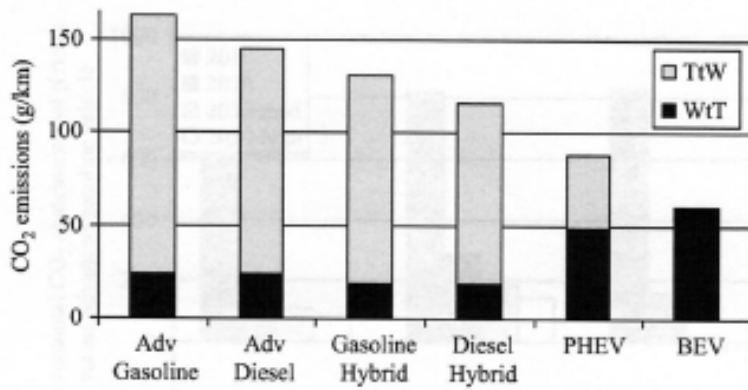


Figure 4: Well-to-Wheel CO₂ emissions [4]

within Europe. The European country with the lowest CO₂ rate emits 54g CO₂ per kWh, whilst the country with the highest CO₂ emissions produces 1,333g CO₂ per kWh [4]. Literature points out that a two-wheeler BEV in France causes about 5g CO₂/km while the same vehicle in India would pollute the environment with about 35g CO₂/km [5]. France derives nearly 80% of its power capacity from nuclear plants which is in contrast to India, whose power generation is extremely CO₂ intensive.

ELECTRIC MOBILITY PROJECT AT REUTLINGEN UNIVERSITY

Electric mobility is considered to be one of the most significant concepts for future locomotion. It is therefore important to introduce this technology to students in an early stage.

Background. The opening of the Robert Bosch Center for power electronics (RBZ), which is located off-campus, has been the reason for introducing electric two-wheelers at Reutlingen University (RU), allowing internal staff and student exchange. The RBZ is situated in the suburbs of Reutlingen, meaning a distance of about 8km to the main campus. This is shown in Figure 5.

The route between the RBZ and RU incorporates high traffic density, including plural traffic lights and many stop and go cycles. A vehicle with a conventional combustion engine would likely consume a high amount of fuel. Reutlingen University has therefore introduced a fleet of electric two-wheelers as an environmental friendly alternative.

Infrastructure. The fleet consists of two different types of two-wheelers, electric scooters and electric bikes (Pedelects), whereas five vehicles are available of each group. Electric scooters, manufactured by the regional manufacturer Gesellschaft für umweltbewusste Fortbewegung (GUF), offered the best performance.

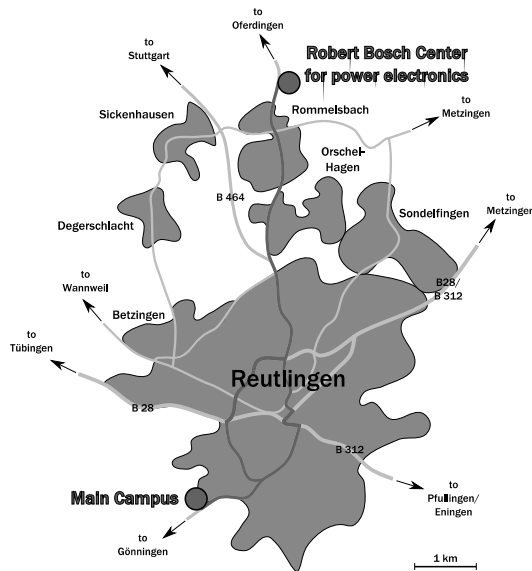


Figure 5. Map of Reutlingen showing the locations of RU and RBZ

Their engines support pedaling up to a velocity of 25km/h. In Germany, no driver's license is required to drive with Pedelects and they are also permitted on bicycle lanes. A helmet is recommended but is however not a legal prerequisite.

Table 2 technically compares the vehicles. Figure 6 shows the electric two wheelers at RU.

The operation of electric two-wheelers simplifies the availability of 230V charging infrastructure. This makes it possible to use standard household installations for battery charging.

Special care must be taken in terms of outdoor installations, since they require additional protection against environmental conditions and vandalism. For this reason a special charging station will be installed on campus. The feeding-in of renewable energy sources will however not be considered at this stage.

Table 2

Comparison of the two-wheelers' technical data

	GUF GECO2	Centurion E-Fire
Type	Electric scooter	Electric bike/Pedelec
Motor power [W]	2,500	250
Battery voltage [V]	48	36
Battery capacity [Ah]	45 (lead) 34.5 (lithium)	8
Charging time [h]	6	1.5 (quick charge) 8 (normal charge)
Maximum velocity [km/h]	45	Not specified; Pedal support up to 25
Maximum range [km]	60	145
Weight [kg]	130 (lead battery) 85 (lithium battery)	22
Price (excl. VAT) [€]	~2,300 (lead battery) ~4,100 (lithium battery)	~2,200
Type of driving license	EU class M	None

The allocation of two-wheelers to the users and the terms of condition are defined by a concept, which will be briefly introduced in the following section. According to German law, every user has to wear at least a helmet when using an electric scooter, which will be provided by RU (RU recommends wearing additional safety equipment). Furthermore the electric scooters have to be insured against third party liability and against theft.



(a)

(b)

Figure 6. Electric two-wheelers at Reutlingen University; (a) Electric scooter, (b) Pedelec

Before renting out a vehicle for the first time, prospective users are required to sign a user agreement and to provide a valid driver's license (in terms of electric scooters). After that, a user account will be activated which allows for registering on the software portal and enables vehicle booking (see chapter 0). It also monitors the user's profile. Bookings can also be done via internet. With each rental process, the user has to sign a confirmation. Simultaneously, data such as user number, specific vehicle and mileage will be acquired. Due to limited battery capacities, the permitted-driving range has to be correlated to the rental time. Users are allowed to book the vehicles half-day (8 am to 1 pm or 1 pm to 6 pm) or full-day (8 am to 6 pm). In case of issuing a two-wheeler half-day, users are allowed to drive 20 km. Otherwise they may drive the vehicle until the battery is empty. In this way, time-consuming charging during the day and the resulting unavailability of the vehicles shall be avoided.

Software for running a fleet of electric vehicles

Currently the School of Engineering carries out research on two software projects.

Fleet management software

The fleet management software is realized as a database client, which receives its data from a MySQL database specially developed for this project. It helps the operator to carry out the essential fleet management routines which are listed below:

- User and vehicle administration,
- Vehicle rental and booking,
- Maintenance and incident recording,
- Representation of statistical information.

For these purposes, the database model consists of five entities (user, vehicle, transaction, incident and downtime), whose attributes represent the required information. Since the attributes are the same, rentals and bookings can be both understood as transactions. The software client grants a password protected access for different users, in order to protect important information from being unintentionally deleted or altered. There are three user groups with different access rights: Administrator, staff member and normal user. Information concerning users and vehicles are available to administrators and staff members only. Bookings and rentals can only be done by ad-

ministrators or staff members. A normal user who wants to apply for a vehicle can leave a request for a certain type of vehicle and if there is a vehicle available it will be booked automatically.

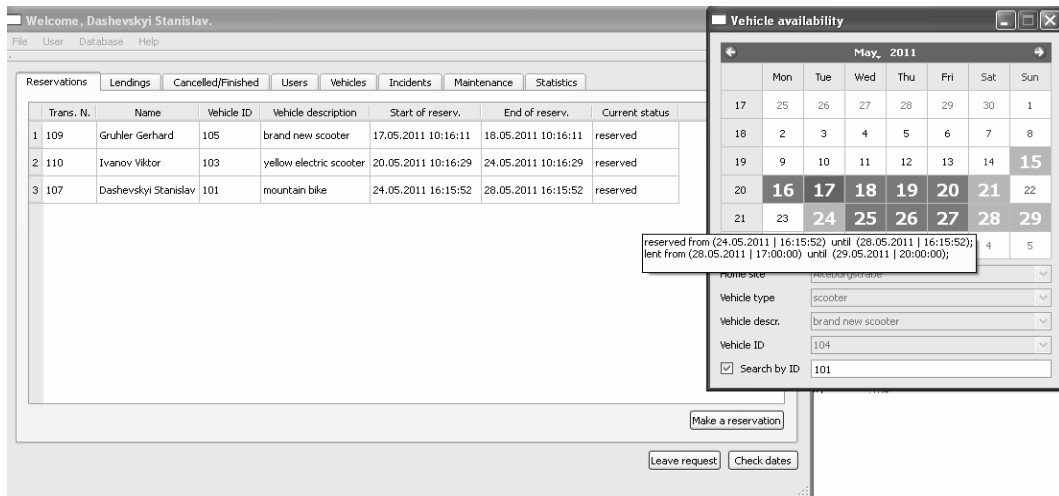


Figure 7: Reservation window

The reservation window is shown in Figure 7. There is a list of existing bookings on the left and a “Vehicle availability” widget on the right, which allows the operator to get an overview of booked, rented out or broken vehicles. The widget also shows if a vehicle has been issued for the whole day or only for a half day. As the layout of the other windows is similar, the reservation window shall be considered as representative. In order to gather information about the availability and reliability of the vehicles, the software provides the ability to store records concerning incidents and maintenance activities. If a maintenance period and a reservation period overlap, the booking is cancelled and the user is asked to request another vehicle. In order to evaluate the users’ behavior, the software offers an opportunity to show various statistical information such as vehicle demand, vehicle type demand, covered distances, maintenance intervals, incidents, etc.

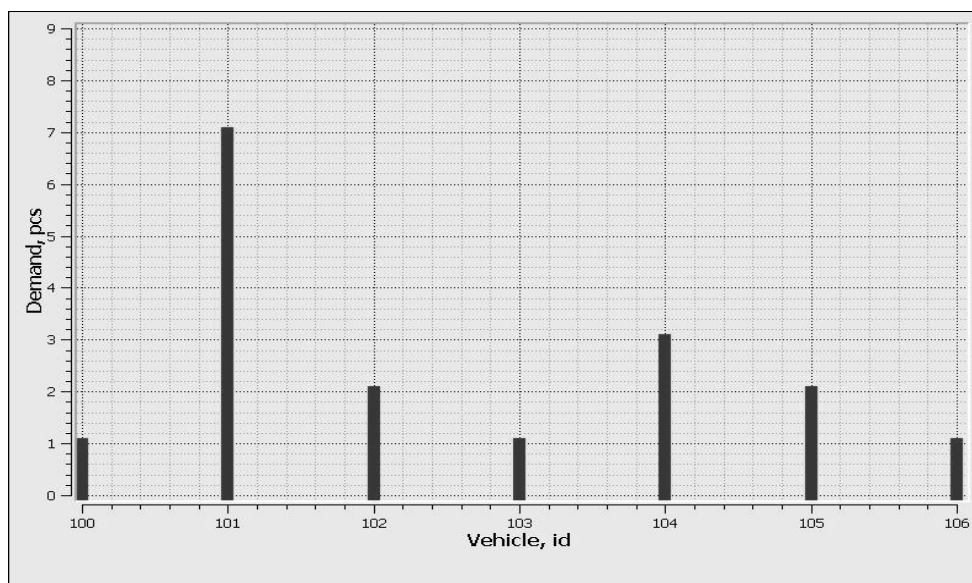


Figure 8: Example for statistic evaluation

Figure 8 shows an exemplary overview of the vehicle demand. Here, the chart shows the number of already finished bookings for each vehicle. The statistical functions come along with the MySQL queries, so that there are no further entities in the database model needed.

Intelligent range prediction

The scope of the second project is the development of an intelligent system for range estimation of electric two-wheelers. Currently, it is difficult for a user to predict the remaining driving range of the battery. Usually, a two-wheeler only provides a display of little accuracy to indicate the battery voltage level. This only allows poor performance in estimating battery capacity and does not visually display any nonlinear discharge of the battery. Latter effect dominates on hilly tracks. The higher the driving load the less the battery voltage. To solve these problems, the range prediction shall be supported by GPS data (elevation, velocity, acceleration) of a driven route. This is shown in Figure 9.

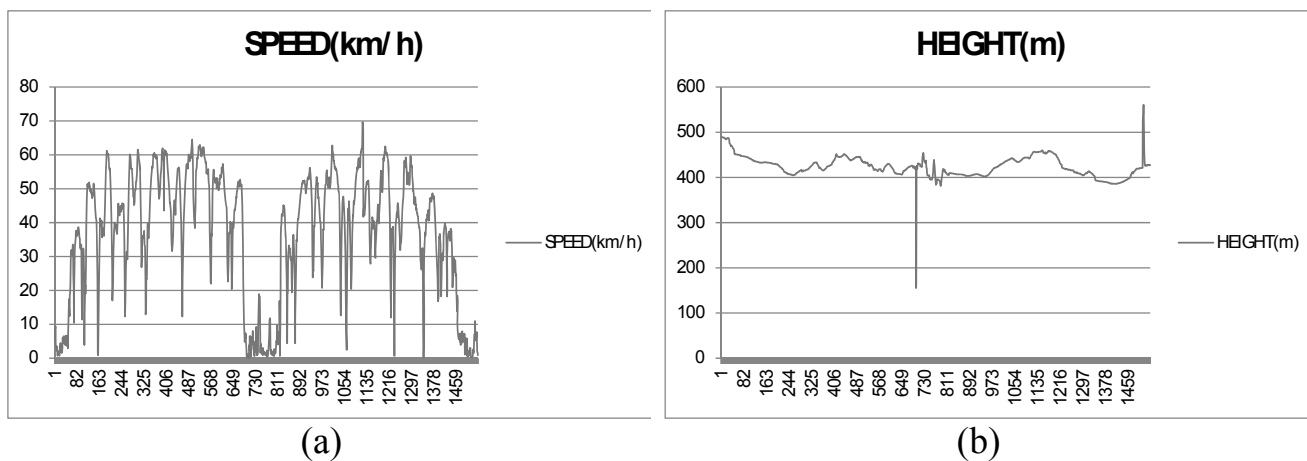


Figure 9. GPS Profile of the route between the main campus and the RBZ; (a) Speed profile, (b) Elevation profile

This supersedes any technical modifications of the vehicle, once the system characteristics (power consumption and battery characteristics) have been determined. Generally, those parameters are known by the vehicle manufacturer and can be directly put into the predictive system. Therefore a data logger (based on an Arduino microcontroller evaluation board) will be used to monitor battery voltage and current consumption. In combination with the GPS data, this information can be used to determine the system characteristics. In future, the microcontroller board shall be extended by a GPS receiver in order to have all the required functionality combined within one device.

RESULTS, CONCLUSION

Recently, electrical vehicles have been enjoying more and more popularity. Additionally, the range of available products has been continuously increasing. This especially applies to Pedeles which have been branded as auxiliary tool for the elderly. Continuous improvements in technology (such as novel drive concepts and advances in power electronics) have raised the public opinion of these products towards modern and agile tools for locomotion. This situation is however different for electric scooters. There are many systems available, which differ in technology, quality and

marketability. Concerning the technical specification, there is hardly any long term experience available yet and OEM knowledge can often only be considered as indicative. It is therefore important to verify the available information with respect to real-world operating situations. First testings of the electric scooter have shown the need of a precise range prediction. The hilly roads in Reutlingen lead to a high power consumption which results, especially while driving with partially discharged batteries, in a considerable breakdown of the battery voltage. This pretends an almost empty battery, although its capacity is still sufficient for driving several kilometers. An additional problem is the charger's lack of protection against environmental influences, which does not allow for outdoor charging.

REFERENCES

1. Guarnieri, Massimo (2011): When Cars Went Electric, Part One [Historical]. In *IEEE Ind. Electron. Mag* 5 (1), pp. 61–62.
2. Thomas Helfrich (2011): Lohner Porsche Elektromobil - Seiner Zeit voraus. Available online at <http://www.autowallpaper.de/Wallpaper/Porsche/Lohner-Porsche-Elektromobil/Lohner-Porsche-Elektromobil.htm>, updated on 6/05/2011, checked on 7/06/2011.
3. Oscar van Vliet; Anne Sjoerd Brouwer; Takeshi Kuramochi; Machteld van den Broek; André Faaij (2011): Energy use, cost and CO₂ emissions of electric cars. In *Journal of Power Sources* 196 (4), pp. 2298–2310.
4. Christian Thiel; Adolfo Perujo; Arnaud Mercier (2010): Cost and CO₂ aspects of future vehicle options in Europe under new energy policy scenarios. In *Energy Policy* 38 (11), pp. 7142–7151.
5. Reed T. Doucette; Malcolm D. McCulloch (2011): Modeling the CO₂ emissions from battery electric vehicles given the power generation mixes of different countries. In *Energy Policy* 39 (2), pp. 803–811.
6. Der neue Mitsubishi i-MiEV (2011). Available online at <http://www.imiev.de/>, updated on 31/03/2011, checked on 30/05/2011.
7. Roadster Features and Specifications | Tesla Motors (2011). Available online at <http://www.teslamotors.com/roadster/specs>, updated on 30/05/2011, checked on 30/05/2011.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 21.05.11*

УДК 622.691.4.052.012

© М.І. Горбійчук, І.В. Щупак

КОМП'ЮТЕРНА СИСТЕМА КОНТРОЛЮ ТЕХНІЧНОГО СТАНУ ГАЗОПЕРЕКАЧУВАЛЬНИХ АГРЕГАТІВ

Зроблено обґрунтування вибору методу розбиття просторів показників технічних станів окремих вузлів газоперекачувальних агрегатів на класи із застосуванням штучних нейронних мереж, удосконалено метод побудови меж між класами, розроблено відповідне програмне забезпечення, яке інтегроване в існуючу систему контролю та управління газоперекачувальними агрегатами природного газу.

Сделано обоснование выбора метода разбивки пространств показателей технических состояний отдельных узлов газоперекачивающих агрегатов на классы с применением искусственных нейронных сетей, усовершенствован метод построения границ между классами, разра-

ботано соответствующее программное обеспечение, которое интегрировано в существующую систему контроля и управления газоперекачивающими агрегатами природного газа.

The ground is done of choice of method of laying out of spaces of indexes of technical states of separate knots of the aggregates gazoperekachivayushih over on classes with the use of artificial neuron networks, a method is improved of construction of scopes between classes, the proper software is developed, which is integrated in the existing checking system and management by the aggregates gazoperekachivayushimi over of natural gas.

Постановка задачі. Технічне діагностування передбачає визначення технічного стану об'єкта із заданою точністю. Якщо об'єктом діагностування є газоперекачувальний агрегат (ГПА), то для визначення його технічного стану широко застосовують штучні нейронні мережі. У роботі [1] нейронні мережі використані для виявлення відмов лопаток газових турбін.

Автори роботи [2] розробили інтелектуальну комп'ютерну програму діагностування продуктивності газової турбіни з використанням штучних нейромереж. Аналіз відмов ГПА можна проводити, використовуючи метод аналізу шляху газу [3]. До інших методів діагностування можна віднести аналіз масел і шламів, моніторинг вібрації та моніторинг залишкового ресурсу газової турбіни.

Ефективний контроль технічного стану ГПА можна забезпечити, об'єднавши декілька методів, що у своїй сукупності забезпечать найбільш обумовлений і ймовірний результат.

Таким чином, метою даної роботи є розроблення методології, спираючись на яку можна було б оцінювати технічний стан не тільки окремих вузлів, але й його технічний стан у цілому.

Вирішення задачі. Суть методу, що розглядається у наступному. Для певної частини чи вузла ГПА формуються показники їх технічного стану. З плином часу ці сформовані показники змінюють своє значення внаслідок деградації робочих органів ГПА. Якщо побудувати простори параметрів технічних станів, то значення таких параметрів утворять класи, які будуть відповідати різним станам окремих вузлів чи частинам ГПА. Допустимо, що кожний вузол чи частина характеризується $s_i^{(j)}$ станами (i - номер стану; j - номер вузла чи частини ГПА), які у просторі параметрів утворюють певні класи. Присвоїмо кожному класу певний рейтинг $r_i^{(j)}$, значення якого будуть характеризувати технічний стан вузла чи частини ГПА. Нехай у певний момент часу параметри, що характеризують технічний стан вузла чи частини ГПА, у просторі технічних станів відображаються точкою $\bar{P}^{(j)}$. У певний період експлуатації ГПА кожній точці $\bar{P}^{(j)}$ поставимо у відповідність певний рейтинг $r^{(j)}$. Тоді інтегральна оцінка технічного стану ГПА буде визначатись наступним чином:

$$R = r_i^{(1)} + r_k^{(2)} + \dots + r_l^{(M)},$$

де M - кількість агрегатів (вузлів) ГПА; $i \in \{1, 2, \dots, N_1 - 1\}$; $k \in \{1, 2, \dots, N_2 - 1\}$; ...; $l \in \{1, 2, \dots, N_M - 1\}$; $N_j, j = \overline{1, M}$ - кількість класів у просторі технічних станів j -го агрегату (вузла) ГПА.

Останній клас $N^{(j)}$ відповідає передаварійному стану одному із вузлів (частині) ГПА. Якщо точка $\bar{P}^{(j)}$, $j = \overline{1, M}$, яка характеризує технічний стан вузла j (частини), попадає в клас N_j , то стан ГПА у цілому вважається передаварійним.

Якщо тепер технічний стан ГПА охарактеризувати K_q градаціями (наприклад, «нормальний», «задовільний», «передаварійний»), то при виконанні умови

$$R_{min}^{(q)} \leq R < R_{max}^{(q)},$$

де $R_{min}^{(q)}$, $R_{max}^{(q)}$ - нижня і верхня межі K_q градації, технічний стан ГПА відносимо до K_q - градації.

Площина ознак вибраного вузла агрегату розбита на певне число класів за допомогою нейронної мережі Кохонена. Границі між класами проводились за допомогою роздільних кривих, структура і параметри яких визначались за допомогою генетичних алгоритмів [4].

Програмне забезпечення задачі контролю технічного стану газоперекачувальних агрегатів оформлене у вигляді програмного модуля, в який інтегровано цілий ряд програм, які написані алгоритмічними мовами MatLab, Excel та Delphi. У програмному модулі всі програми об'єднані інтегратором, який написаний на об'єктно-орієнтованій мові Delphi. Він дає змогу отримати об'єктне вікно в Citect, у якому відображається інформація про стан ГПА у реальному часі.

Синтез структурної схеми системи контролю технічних станів ГПА здійснено на базі типових структур систем контролю вібрації та автоматизованої системи управління технологічними процесами [5]-[8] (рис. 1).

На нижньому рівні системи контролю технічних станів ГПА є два джерела отримання інформації – це давачі технологічних параметрів та вібродавачі.

Сигнали від давачів технологічних параметрів поступають до програмованих логічних контролерів (GE FANUC 90-70 і 90-30), які з'єднані між собою мережею Genius межах компресорної станції. Вони призначені для збору та попередньої обробки інформації. Обробка та видача інформації, яка через пристрій реєстрації поступає до бази даних, за допомогою пакета прикладних програм. Для програмування використовуються графічні мови LD (Ladder Diagram) або FBD (Functional Block Diagram), які охоплює стандарт IEC 1131-3 [9].

Графічна мова «Діаграма кіл» (LD) є стандартизованим варіантом класу мов релейно-контактних схем. Логічні вирази у цій мові описуються у вигляді реле. У силу своїх обмежених можливостей мова доповнена такими елементами як таймерами, лічильниками, комутаторами та ін. [10].

Альтернативною мовою мові LD є графічна мова «Діаграма функціональних блоків» (FBD). Елементи цієї мови виглядають як функціональні блоки, які певним чином з'єднані між собою, що робить FBD мову зручною для написання прикладних програм [11].

В доповнення до цих двох основних мов у IEC 1131-3 визначені [11] елементи мови SFC «Схема послідовних функцій» - «кроки», «переходи» та «блоки операцій». В IEC 1131-3 визначені також дві стандартні мови «Список команд» (IL) та «Структурований текст» (ST).

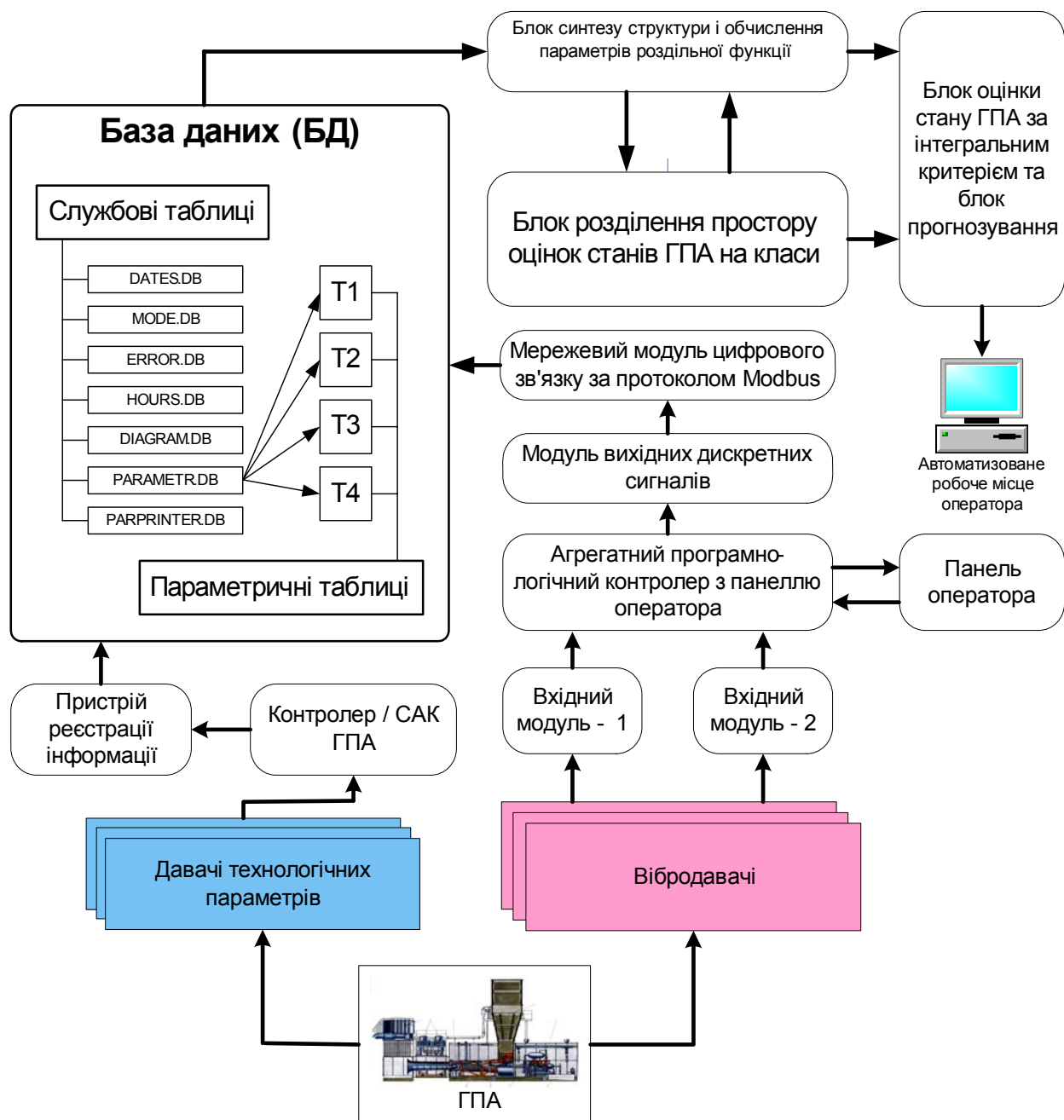


Рис. 1. Структурна схема системи контролю технічних станів ГПА

Крім того стандарт передбачає багатий набір стандартних функцій, блоків синхронізації станів; диференціювання переднього і заднього фронтів та ін. Таким чином, програмні можливості з обробки інформації є достатніми для організації контролю такого складного об'єкта як ГПА.

Група віброрадавачів (рис. 1) забезпечує контроль таких параметрів як вібропереміщення ротора нагнітача у районі опорного підшипника, віброшвидкість корпусу компресора низького тиску, СКЗ віброшвидкості корпусу силової турбіни, осьовий зсув ротора нагнітача, вібропереміщення ротора нагнітача в районі упорного підшипника і СКЗ віброшвидкості корпусу камери згорання.

Сигнали від віброрадавачів поступають на вхідні модулі 1 і 2, де вони перетворюються в стандартні сигнали постійного та змінного струмів.

Агрегатний програмно-логічний контролер сприймає сигнали від модулів 1 і 2 і через модуль вихідних дискретних сигналів посилає до бази даних. Ця передача інформації забезпечується цифровим інтерфейсом RS 485 з протоколом Modbus RTU.

Мережевий модуль може бути створений на базі промислового комп'ютера [6] з використанням спеціальної карти АЦП (аналогово-цифрове перетворення), який взаємодіє з сервером цехового рівня по мережі Ethernet (протокол TCP/IP).

На верхньому операторському рівні (рис. 1) відбувається ідентифікація технічного стану ГПА за допомогою блоків розділення просторів станів, синтезу структури і обчислення параметрів роздільної функції та блоку оцінки стану ГПА за інтегральним критерієм. Операторський рівень може бути побудований на базі промислового комп'ютера з прикладним програмним забезпеченням, яке інтегровано в SCADA-систему.

Інформація, яка отримана від давачів технологічних параметрів та від вібродавачів, відображається засобами візуалізації на автоматизованому робочому місці оператора за допомогою базового програмного забезпечення Citect та обмінюється з прокладними програмами, що розроблені для компресорної станції та окремих агрегатів.

На рівні диспетчера ЛВУ, крім штатного, розроблене додаткове програмне забезпечення задачі контролю технічного стану газоперекачувальних агрегатів та прогнозування їх техніко-екологічних показників (рис. 1) у вигляді окремого програмного модуля, що легко інтегрується в існуючий програмний пакет.

Прикладна програма забезпечує функції вибору та візуалізацію інформації на екрані монітору автоматизованого робочого місця. За допомогою функціональних клавіш, що розміщені на оглядовому відеокадрі, можна викликати відеокадри мнемосхем, параметрів, графіків, подій, щоденників та ін.

Програмне забезпечення задачі контролю технічного стану газоперекачувальних агрегатів та прогнозування їх техніко-екологічних показників оформлене у вигляді програмного модуля контролю і прогнозування (ПМКП), в який інтегровано цілий ряд програм, які написані алгоритмічними мовами MatLab, Excel та C#.

У програмному модулі всі програми об'єднані інтегратором, який написаний на об'єктно-орієнтованій мові C#. Він дає змогу отримати об'єктне вікно в Citect, у якому відображається інформація про стан ГПА у реальному часі.

ПМКП забезпечує реалізацію наступних функцій:

- збір та обробку даних від давачів технологічних параметрів та від вібродавачів;
- відображення значень контрольованих параметрів;
- візуалізація в реальному часі інформації про стан газоперекачувальних агрегатів та їх компонентів;
- розрахунок інтегрального показника технічного стану ГПА та якісна оцінка його стану;
- прогнозування значень концентрацій та потужностей викидів продуктів згорання на виході із ГПА.

Взаємодію прикладного програмного забезпечення та ПМКП відтворює структурна схема, яка показана на рис 1.

Інформація від давачів технологічних параметрів поступає до контролерів, які формують масиви даних і передають їх на пристрій реєстрації інформації (ПРІ) (рис. 1), в якому отримана інформація записується в архіви для збереження значень виміряних технологічних параметрів кожного із ГПА. Із ПРІ інформація поступає до бази даних (БД); сюди ж через вхідні модулі 1 і 2, апаратно-логічний контролер, модуль вихідних дискретних сигналів та через мережевий модуль цифрового зв'язку поступає інформація від вібродавачів. БД формує сукупність таблиць, які умовно можна поділити на два типи:

- *службові*, що містять інформацію про структуру самої БД, призначення таблиць, перелік параметрів, які вимірюються, тощо.
- *параметричні*, що включають у себе масив значень певного параметру, виміряного у певні моменти часу.

Під'єднання до БД здійснюється за допомогою стандартного механізму з'єднання ODBC (open database connectivity – відкритий зв'язок з базами даних), що забезпечує доступ до даних незалежно від типу джерела, з яким відбувається взаємодія.

Реалізація ODBC у Microsoft Foundation Class (MFC) здійснюється через використання класів бази даних (CDatabase), сукупності записів (CRecordset) та представлення записів (CRecordView). Клас CDatabase є абстракцією з'єднання з базою даних ODBC. Перед тим як використовувати інші класи і методи бази даних, необхідно ініціювати сам об'єкт CDatabase.

Отже, з'єднання із кожною із таблиць БД відбувається за допомогою механізму ODBC шляхом виклику методу OpenEx класу CDatabase.

Переміщення по записах таблиці реалізується за допомогою методу MoveNext() класу CRecordset. При досягненні кінця таблиці метод IsEOF() цього ж класу повертає значення TRUE. Альтернативою IsEOF() є метод GetRecordCount, що повертає число записів у таблиці, з якою зв'язаний об'єкт класу CRecordset.

Таким чином, розроблений програмний модуль ПМКП дає змогу у діалоговому режимі оцінити технічний стан ГПА.

Висновки. Розроблений метод інтегральної оцінки технічного стану ГПА, суть якого полягає у тому, що площина ознак, які характеризують технічний стан елементу чи вузла ГПА, розбивається на ряд областей, кожній із яких присвоюється певний ранг. Сума таких рангів буде визначати інтегральний показник технічного стану ГПА. Зроблено обґрунтування вибору методу розбиття просторів показників технічних станів окремих вузлів ГПА на класи із застосуванням штучних нейронних мереж. Удосконалено метод побудови меж між класами, який на відміну від відомих, дає змогу визначити не тільки параметри роздільних функцій, але й її оптимальну структуру на основі вибраного критерію та із застосуванням теорії генетичних алгоритмів. Розроблено відповідне програмне забезпечення, яке інтегроване в існуючу систему контролю та управління газоперекачувальними агрегатами природного газу.

Список літератури

1. Angelakis C. A A Neural Network-based Method for Gas Turbine Blading Fault Diagnosis / C. Angelakis, E. N. Loukis, A. D. Pouliezios, G. S. Stavrakakis // International Journal of Modelling and Simulation – 2001. – Vol. 21, No. 1. – p. 51-60.
2. Kong C. Intelligent performance diagnostics of a gas turbine engine using user-friendly interface neural networks / C. Kong, J. Ki, M. Kang, S. Kho // Aircraft Engineering and Aerospace Technology. – 2004. - Vol. 76 Iss: 4. - pp.391 – 397.
3. Urban L. A. Gas Path Analysis Applied to Turbine Engine Condition Monitoring / Urban L. A. // J. of Aircraft. - 1973. - Vol. 10, No. 7. – p. 37 – 46.
4. Горбійчук М. І. Синтез функцій класифікації на основі генетичних алгоритмів / М. І. Горбійчук, С. Т. Самуляк, І. В. Щупак // Штучний інтелект. – 2010. - № 2. – С. 24 – 31.
5. Система управління газоперекачиваючими агрегатами // Електронний ресурс: <http://turbunist.ru/modules.php?name=New&file&sid=14> – 5 с.
6. Стационарная система мониторинга и диагностирования компрессорного цеха // Электронный ресурс: <http://kotris.kiev.ua/category/ssmd-kc/> - 3 с.
7. Горбійчук М. І. Мікропроцесорна система оптимального керування компресорними станціями / М. І. Горбійчук, М. І. Когутяк, Є. О. Ковалів // Вісник технологічного університету Поділля. – 2003. – Том 1. Технічні науки. – С. 41 – 44.
8. Столлингс В. Компьютерные системы передачи данных: [пер. с англ. А. В. Высоцкого, А. В. Назаренко под ред. А. В. Высоцкого] / В. Столлингс. – 6-е изд. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2002. – 928 с.
9. Programmable controllers - programming languages: IEC 1131-3 // Электронный ресурс: <http://www.chipmaker.ru/files/file/1886/> - 242 с.
10. Зюбин В. Е. К пятилетию стандарта IEC 1131-3. Итоги и перспективы / В. Е. Зюбин // Приборы и системы управления. – 1999. – №1. – С. 64 – 71.
11. Христенсен Джеймс Х. Знакомство со стандартом на языки программирования PLC: IEC 1131-3 (МЭК 1131-3) / Джеймс Х. Христенсен // Электронный ресурс: <http://www.asutp.ru/?p=600256>. – 6 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачевим В.В.
Надійшла до редакції 14.06.11*

УДК 622.6-52

© В. В. Ткачев, П. Ю. Огеенко, А. В. Лозовягин

ДЕЦЕНТРАЛИЗАЦИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ КАНАЛА СВЯЗИ В СИСТЕМАХ ПЕРЕДАЧИ ИНФОРМАЦИИ НА БАЗЕ CAN ТЕХНОЛОГИЙ

Рассмотрена актуальность развития децентрализованных систем управления. Сделан анализ недостатка полевой шины CAN при высокой информационной нагрузке канала связи. Предложено выполнять распределение пропускной способности канала связи для гарантирования передачи сообщений с низким приоритетом. Сделаны выводы по полученным в ходе экспериментов данным.

Розглянуто актуальність розвитку децентралізованих систем керування. Виконано аналіз недоліку польової шини CAN при високій інформаційній навантаженості каналу зв'язку. Запропоновано виконувати розподіл пропускної здібності каналу зв'язку для гарантування передачі повідомлень з низьким пріоритетом. Зроблено висновки за отриманими у ході експериментів даними.

The actuality of development of decentralized control systems is considered. The disadvantage of CAN field bus with high information load of the communication channel is analyzed. The allocation of communication channel bandwidth usage is proposed to guarantee transmitting of low priority messages. Conclusions are made about data obtained during the experiments.

Современные технологические объекты часто настолько сложны, что использование для их контроля и управления централизованных систем управления становится просто невозможным. Это связано с распределением в пространстве, сложной топологией, большим числом датчиков и исполнительных механизмов, помехообразующей средой, применением оборудования с различными интерфейсами ввода/вывода, необходимостью быстрой реакции в соответствии с параметрами датчиков, большими объемами запрашиваемой информации и т.п. Большие потоки информации в таких системах практически невозможно обработать центральным управляющим устройством, а время, которое затрачивается на выполнение такой задачи, не позволяет выполнять управление в динамическом режиме.

При повышении сложности системы управления ее надежность снижается, что приводит к тому, что такие системы должны выходить из строя с вероятностью близкой к единице. Однако, практика использования телефонных коммуникаций, мировой сети связи и энергосети, говорит о том, что даже в очень сложных и распределенных в пространстве системах есть возможность осуществлять надежное управление. Причиной этого служит децентрализованный подход. Функционирование таких систем поддерживается за счет того, что решения о выполнении подзадач реализуется локально. Централизованное же управление такими системами свело бы их эффективность к нулю.

При формировании децентрализованной системы, разработчик ориентируется на достижение заданных критериев функционирования. Отдельный узел такой системы не имеет информации об общих целях, его задача основывается на выполнении локальных критериев, которые сформированы таким образом, чтобы способствовать удовлетворению общесистемных целей. В системе такой узел можно охарактеризовать как потребителя ресурса. Таким образом, главной задачей при организации децентрализованной системы управления выступает оптимизация общесистемного эффекта использования ресурса. Такая задача имеет смысл только тогда, когда этот ресурс ограничен.

Исходя из принципа децентрализованного управления, все участники системы в процессе работы выставляют запрос на ресурс, то есть обмениваются информацией. Требованиям реализации такого принципа работы наиболее удовлетворяет полевая шина CAN (1). CAN-шина имеет высокую помехоустойчивость, обусловленную особенностью физического уровня, характеризуется устойчивостью против электрических и информационных перегрузок и имеет внутреннюю систему установки приоритетов. Главное отличие CAN-интерфейса от существующих стандартов заключается в том, что передаваемое сообщение (кадр) не содержит уникальный адрес устройств приемника, а несет только идентификатор пакета, определяющий объект, которому предназначаются данные. Приоритетность сообщения определяется значением идентификатора. Приоритет тем больше, чем идентификатор меньше. Как правило, контроллер позволяет задавать лишь эти два поля. Остальные поля используются для передачи специфических данных, необходимых для функционирования CAN.

Борьба за канал в CAN основана на использовании арбитража доступа, согласно которому, при одновременной передаче сообщений несколькими узлами побеждает тот, чей кадр имеет более высокий приоритет. Подобный подход обеспечивает защиту от непроизводительной потери пропускной способно-

сти канала при коллизиях. Однако недостатком такого решения может также быть то, что сообщения, которые имеют наименьший приоритет, могут быть никогда не переданы. Поэтому актуальным является вопрос динамического изменения приоритета сообщения.

В общем виде система управления состоит из m контроллеров, объединенных древовидной линией связи (ЛС). Каждый контроллер обрабатывает информацию, которую отображают технологические датчики. Важность этой информации разная. Пропускная способность канала связи N ограничена (2).

Таким образом, одна из основных задач при создании систем управления сложными технологическими объектами состоит в том, чтобы обеспечить максимум передачи информации в ЛС из каждого контроллера в порядке уменьшения ее важности, при этом система должна быть построена таким образом, чтобы вне зависимости от приоритета сообщений была гарантирована доставка всех данных. Такие системы необходимы на шахтах и рудниках при контроле загазованности выработок, при учете электроснабжения подземным технологическим оборудованием, при управлении разветвленными конвейерными линиями. Общим для всех этих систем является то, что они состоят из большого числа микропроцессорных контроллеров, соединенных линией связи, структура, которой определяется топологией горных выработок, а информация должна быть передана диспетчеру. Доступ к каналу связи должен получить тот контроллер, у которого наиболее важная информация, то есть длительность обслуживания отдельных микропроцессорных контроллеров зависит от важности накопленной этим контроллером информации.

Таким образом, задание сводится к тому, чтобы сами контроллеры без привлечения центра распределяли ресурс времени для передачи по каналу связи. Достаточно распространенным в практике является децентрализованное управление обменом данными в системах передачи информации в локальных вычислительных сетях на основе приоритета абонентов.

Приоритеты абонентов устанавливаются один раз и представляют собой кодовую комбинацию, которая передается в канал связи каждым абонентом с целью доступа к каналу. Если приоритет оказался большим – абонент занимает канал связи, если меньшим – ожидает освобождения канала связи и готовится к новому циклу борьбы за канал.

Децентрализованное приоритетное или кодовое управление допускает такую ситуацию, когда некоторые абоненты не получают доступ к каналу связи и формируется очередь. Избавление от очередей возможно, если приоритеты будут меняться, что может быть организовано на основе распределения пропускной способности канала связи.

Примем следующие обозначения: N – пропускная способность канала связи; m – число контроллеров; $K(i)$ – число групп информации в данном контроллере; a_j – весовой коэффициент, характеризующий степень важности информации в j -й группе i -го контроллера; b_j – количество информации в j -й группе i -го контроллера; n_i – количество информации, переданной i -м контроллером в линию связи за время выполнения шага k ; $\Sigma(a_j b_j)$ – величина, которая характеризует объем и важность информации, накопленной i -м контроллером; C – коэффициент шага итерации; λ – неопределенный множитель Лагранжа. То-

гда выражение, приведенное ниже, можно считать правилом смены запросов контроллера на доступ к каналу связи.

$$n_{i,k+1} = n_{i,k} - C \cdot \left\{ \alpha_1 \cdot \left[2 \cdot n_i - 2 \cdot \sum_{j=1}^{K(i)} (a_j b_j) - \lambda \right] - \alpha_2 \cdot \left(N - \sum_{i=1}^m n_i \right) \right\}$$

На основе синтеза графа пошагового обмена данными между узлами CAN-сегмента (1) и алгоритма функционирования узла децентрализованной системы управления (2) был получен граф, позволяющий выполнять распределение ограниченного ресурса в CAN-сегменте. Он был положен в основу алгоритма работы CAN-узла при проведении экспериментов по распределению пропускной способности канала связи.

Верхний уровень модели, используемой для исследований, представляет собой персональный компьютер с программным обеспечением для мониторинга информационных потоков в CAN-сегменте. Нижний уровень включает пять идентичных CAN-узла, которые участвуют в решении задачи распределения ограниченного ресурса. Для соединения верхнего и нижнего уровней используется промышленный контроллер Berghof, выполняющий функцию адаптера линии связи.

На описанной физической модели были проведены два эксперимента.

Первый эксперимент основан на сравнении алгоритмов распределения общего применения и канала связи. Входные и выходные данные опытов приведены в таблице 1.

Таблица 1

Входные и выходные данные эксперимента по сравнению алгоритмов распределения

Величина	Устр-во	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3
Входные данные				
N (пропускная способность канала)		5000	5000	5000
ε (точность распределения ресурса)		15	15	15
δ (точность вычисления шага)		1	1	1
C (коэффициента шага)		0,015	0,2	0,25
Величина начального запроса	Узел 1	10	10	10
	Узел 2	20	20	20
	Узел 3	30	30	30
	Узел 4	40	40	40
	Узел 5	50	50	50
Σ(a_jb_j) (объем и важность информации)	Узлы 1-5	10	10	10
Выходные данные				
Доля ресурса после распределения	Узел 1	82	86	100
	Узел 2	88	86	100
	Узел 3	96	106	100
	Узел 4	105	107	100
	Узел 5	115	107	100
Количество шагов распределения		44	9	17

Полученные кривые зависимостей $n_i(k)$, проведенных опытов, приведены на рисунке 1.

Анализ полученных характеристик показывает, что распределение канала связи протекает в соответствии с описанными в работе (2) правилами для общего алгоритма распределения.

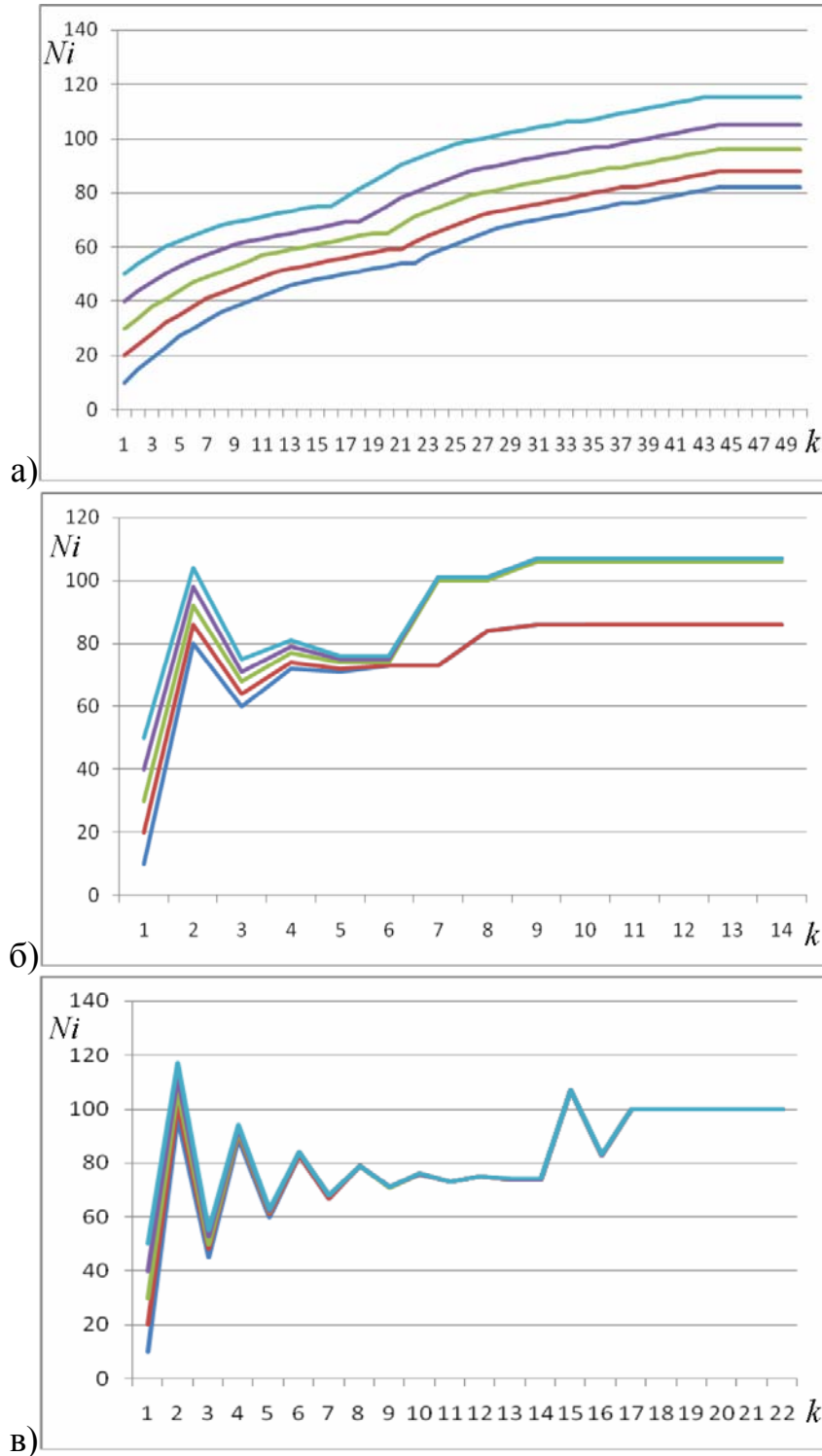


Рис. 1. а) кривые распределения канала связи при $C = 0,015$; б) кривые распределения канала связи при $C = 0,2$; в) кривые распределения канала связи при $C = 0,25$

Второй эксперимент основан на исследовании влияния параметров правила смены запросов на скорость распределения канала связи. В соответствии с этим были составлены следующие ограничения для работы контроллеров:

$$\begin{aligned}
 1) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} < N &= \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; & 7) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} > N &= \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; \\
 2) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} = N &= \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; & 8) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} = \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j} < N; \\
 3) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} = N > \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; & 9) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} = N < \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; \\
 4) \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j} < \sum_{i=1}^5 n_{i,1} < N; & 10) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} < N < \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; \\
 5) N < \sum_{i=1}^5 n_{i,1} < \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}; & 11) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} > \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j} > N; \\
 6) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} < \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j} < N; & 12) \sum_{i=1}^5 n_{i,1} = \sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j} > N;
 \end{aligned}$$

где $\sum_{i=1}^5 \sum_{j=1}^2 a_{i,j} b_{i,j}$ – сумма веса сообщений, N – пропускная способность канала

связи, $\sum_{i=1}^5 n_{i,1}$ – начальная сумма запросов на ресурс.

Входные данные для проведенных опытов представлены в таблице 2.

Таблица 2

Входные данные при исследовании влияния параметров правила смены запросов на скорость распределения канала связи

Опыт	N	δ	ε	$n_{1,1}$	$n_{2,1}$	$n_{3,1}$	$n_{4,1}$	$n_{5,1}$	Σ_1	Σ_2	Σ_3	Σ_4	Σ_5	C	ΔC
1	1500	1	15	50	40	30	20	10	100	200	300	400	500	(0...1)	0,001
2				500	400	200	100	300	100	200	300	400	500		
3				100	200	300	400	500	50	40	30	20	10		
4				50	100	150	200	250	10	20	30	40	50		
5				200	300	400	500	600	700	600	500	400	300		
6				50	40	30	20	10	100	200	300	250	150		
7				600	500	400	300	200	100	200	300	400	500		
8				350	250	50	1	150	1	50	150	250	350		
9				100	200	300	400	500	600	500	400	300	200		
10				50	100	150	200	250	200	300	400	500	600		
11				700	600	500	400	300	200	300	400	500	600		
12				700	600	500	400	300	300	400	500	600	700		

Для всех проведенных опытов пропускная способность канала связи, точность распределения ресурса (ε) и точность вычисления шага (δ) были приняты как константные значения. Коэффициент шага изменялся в диапазоне от 0 до 1 с шагом 0,001. Также было принято ограничение на время проведения каждого этапа опытов – число шагов распределения не должно превышать 135.

Результатирующие кривые опытов представлены на рисунке 2.

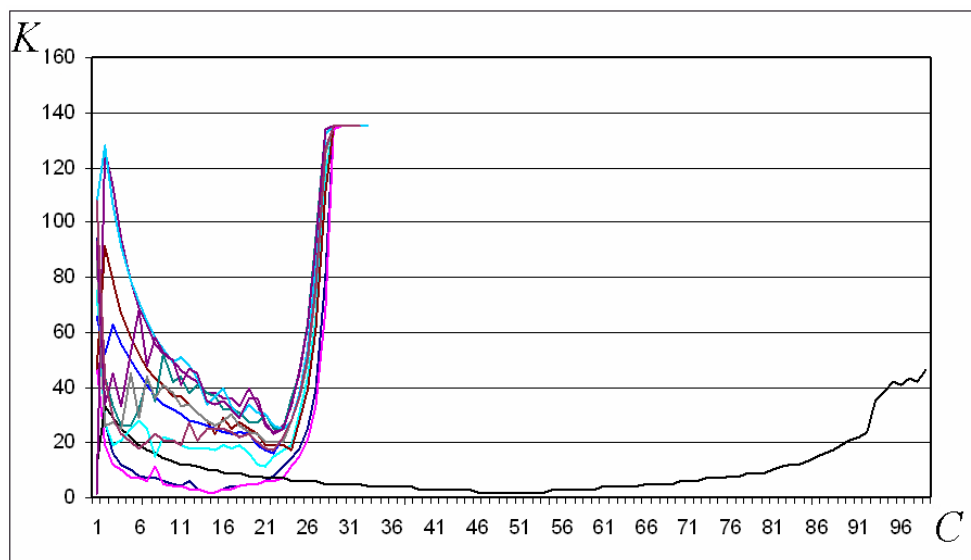


Рис. 2. Кривые соотношений $K(C)$ при различных ограничениях

По полученным характеристикам можно сделать вывод, что при различных соотношениях между суммой начальных запросов, значении ресурса и суммой значений, характеризующих значимость информации каждого устройства, может всегда быть выбран диапазон, на котором достигается наилучший эффект – ресурс распределен за минимальное число шагов. В рамках эксперимента наименьшее число шагов в ходе распределения канала связи достигается при значениях шага итерации в диапазоне 0,17...0,24.

Результат исследований показал, что быстрее всего канал распределяется между устройствами при равенстве всех трех величин

Характер изменения запросов на ресурс при различных коэффициентах шага, показывает, что модель децентрализованной системы управления распределением канала связи работает аналогично с общей моделью (2).

Таким образом, на основе использования алгоритма распределения пропускной способности канала связи можно организовать динамическое изменение приоритета передаваемых сообщений.

Список литературы

1. В. В. Ткачев, П. Ю. Огеенко, А. В. Лозовягин, «Децентрализованное управление в задачах минимизации удельных энергозатрат», Науковий вісник НГУ №4, 2011
2. Г. Г. Пивняк, С. Н. Проценко, С. М. Стадник, В. В. Ткачев, Децентрализованное управление: Монография. – Д.: НГУ 2007. – 107 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 30.05.11*

МЕТОД КОНТРОЛЮ РЕЖИМІВ РОБОТИ СИНХРОННОГО ДВИГУНА

Запропоновано метод контролю режимів роботи синхронного двигуна з урахуванням нестабільності напруг його живлення та активних і реактивних опорів обмоток. Передбачається вимірювання миттєвих напруг, струмів та температури обмотки статора і швидкості двигуна.

Предложен метод контроля режимов работы синхронного двигателя с учетом нестабильности напряжений его питания, активных и реактивных сопротивлений обмоток. Предусматривается измерение мгновенных напряжений, токов и температуры обмотки статора, а также скорости двигателя.

Synchronous motor operation mode definition method with regard to the non-stability of supplied voltage, active and reactive winding resistances is proposed. Stator winding voltages, currents, temperature and motor speed are measured.

Вступ. Однією із важливих проблем синхронних приводів потужних барабанних млинів ГЗК є забезпечення успішного запуску в несприятливих умовах. Традиційно проблему вирішують за рахунок завищеної потужності двигунів та попереднього розвантаження барабанів. Для покращання ситуації пропонуються різні методи забезпечення надійного запуску та синхронізації двигунів з важкими умовами пуску. Використання методів націлене на підвищення середньої складової електромагнітного моменту чи зменшення періодичної із збереженням надійності запуску практично без запасу встановленої потужності приводу [1,2]. При цьому виникає проблема неперервного контролю поточних кутового положення ротора та електромагнітного моменту в пускових та сталих режимах приводу.

Мета роботи. Обґрунтування методу адаптивного контролю динамічних параметрів синхронного двигуна в пускових та сталих режимах роботи.

Матеріали та результати досліджень.

В основу досліджень покладена система рівнянь Парка-Горєва, можливості контролю фактичних струмів та напруг живлення статора двигуна і швидкості його обертання. Враховано, що електромагнітний момент двигуна для системи координат d, q визначається як [3]

$$M = \Psi_d i_q - \Psi_q i_d, \text{ в.о.}$$

Вирази для проекцій потокозчеплення статора у відносних одиницях за позовжньою d та поперечною q осями мають вигляд диференціальних рівнянь

$$\frac{d\Psi_d}{dt} = u_d + \Psi_q \omega - r_a i_d; \quad (1)$$

$$\frac{d\Psi_q}{dt} = u_q - \Psi_d \omega - r_a i_q. \quad (2)$$

Проекції узагальнених векторів напруги u_d, u_q та струму i_d, i_q можливо виразити через їх амплітуди та просторове положення.

Проекції узагальненого вектора струму визначаються його просторовим положенням α_i та додатним напрямом γ поздовжньої вісі d (рис. 1).

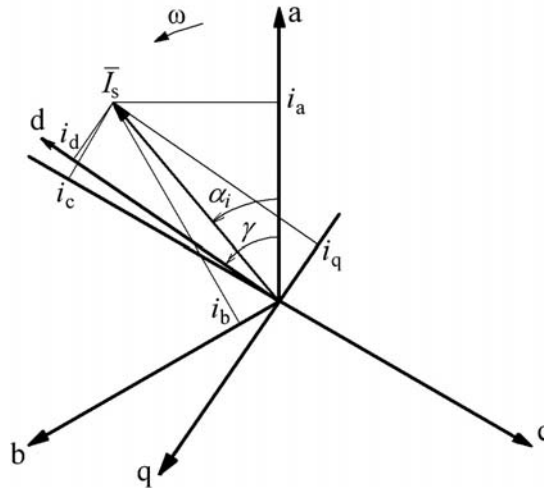


Рис. 1. Узагальнений вектор струму в осях d, q

Проекції узагальненого вектора струму за поздовжньою та поперечною осями [4]:

$$i_d = I_m \cos(\gamma - \alpha_i);$$

$$i_q = -I_m \sin(\gamma - \alpha_i).$$

Поточна амплітуда узагальненого вектора струму контролюється вимірюванням миттєвих фазних струмів обмотки статора. При визначенні проєкцій узагальненого вектора на нерухомі, жорстко зв'язані зі статором, координатні вісі α, β враховуємо, що вісь α суміщається з віссю фази a статора, а вісь β випереджає її на кут $\pi/2$ як показано на рис. 2.

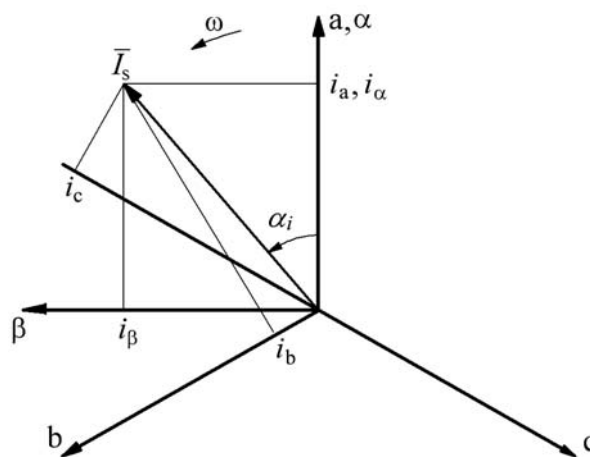


Рис. 2. Узагальнений вектор струму в осях α, β

Співвідношення між миттєвими струмами у фазовій системі координат та осях α, β з урахуванням зменшення проєкцій у 1,5 визначаються як [3]

$$i_{\alpha} = \frac{2}{3} \left[i_a - \frac{1}{2} (i_b + i_c) \right];$$

$$i_{\beta} = \frac{1}{\sqrt{3}} (i_b - i_c).$$

Амплітуда узагальненого вектора струму

$$I_m = \sqrt{i_{\alpha}^2 + i_{\beta}^2}.$$

Проекції узагальненого вектора напруги визначаються його просторовим положенням α_u та додатним напрямом γ поздовжньої вісі d ротора (рис. 3):

$$u_d = U_m \cos(\gamma - \alpha_u);$$

$$u_q = -U_m \sin(\gamma - \alpha_u).$$

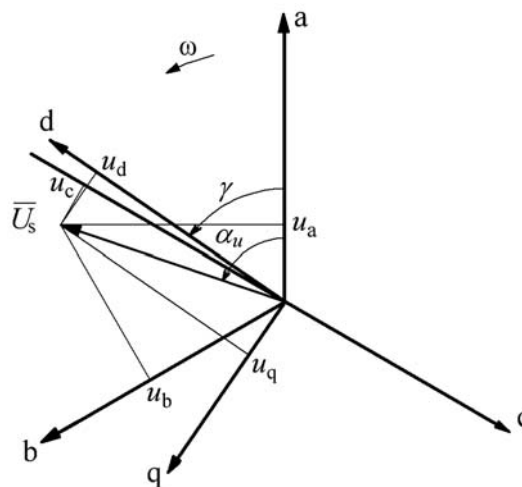


Рис. 3. Узагальнений вектор напруги в осях d, q

Поточна амплітуда узагальненого вектора напруги контролюється за допомогою вимірювання миттєвих лінійних напруг статора. Проекції миттєвих фазних напруг на вісі α, β визначаються подібно до проєкцій струмів згідно побудовань на рис. 4.

Отже, маємо вирази вигляду

$$u_{\alpha} = \frac{2}{3} \left[u_a - \frac{1}{2} (u_b + u_c) \right];$$

$$u_{\beta} = \frac{1}{\sqrt{3}} (u_b - u_c).$$

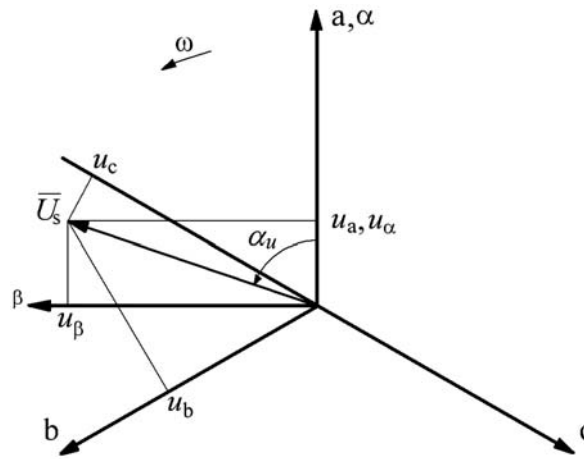


Рис. 4. Узагальнений вектор напруги в осях α, β

Оскільки миттєві лінійні напруги статора виражаються через фазні як

$$\begin{aligned} u_{ab} &= u_a - u_b; \\ u_{bc} &= u_b - u_c; \\ u_{ca} &= u_c - u_a, \end{aligned}$$

то

$$\begin{aligned} u_\alpha &= \frac{2}{3} \left(\frac{u_{ab} - u_{ca}}{2} \right); \\ u_\beta &= \frac{1}{\sqrt{3}} (u_{bc}). \end{aligned}$$

Амплітуда узагальненого вектора напруги

$$U_m = \sqrt{u_\alpha^2 + u_\beta^2}.$$

За проєкціями узагальнених векторів напруги та струму на вісі α, β визначаємо просторове положення цих векторів за виразами

$$\begin{aligned} \alpha_u &= \arctg \frac{u_\beta}{u_\alpha}; \\ \alpha_i &= \arctg \frac{i_\beta}{i_\alpha}. \end{aligned} \quad (3)$$

Просторове положення додатного напрямку γ поздовжньої вісі d ротора визначається швидкістю обертання ротора та його початковим положенням як

$$\gamma = \int \omega \cdot dt + \gamma_0.$$

Для знаходження початкового значення γ можливо скористатися методом подачі до обмотки збудження змінної напруги при нерухомому роторі за розімкненої обмотки статора. Оскільки обмотка збудження однофазна, то при протіканні по ній змінного струму виникає пульсуюче магнітне поле, напрям якого

співпадає із віссю d ротора. Це магнітне поле зумовлює пульсуючу ЕРС в обмотці статора E_s , яка відстає від магнітного потоку на кут $\pi/2$ (рис. 5а).

Для знаходження напрямку пульсуючої ЕРС статора E_s необхідно на затискачах обмотки статора виміряти миттєві лінійні напруги та за виразом (3) знайти напрям їх узагальненого вектора, який відповідає напрямку ЕРС E_s . Слід врахувати, що наведена ЕРС відстає від магнітного потоку обмотки збудження Φ_f на кут $\pi/2$, а також те, що при від'ємному напрямі струму в обмотці збудження напрям магнітного потоку буде протилежним додатному напрямку поздовжньої вісі d (рис. 5б).

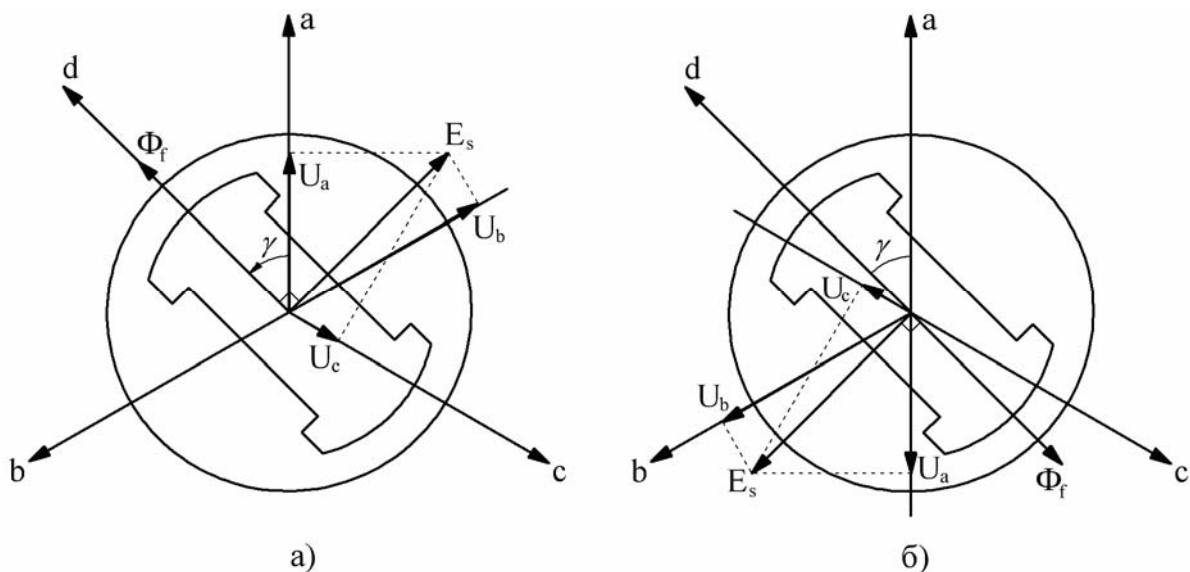


Рис. 5. Векторна діаграма напруг при додатному напрямі струму збудження (а) та від'ємному (б)

Для визначення додатного напрямку поздовжньої вісі d слід контролювати струм збудження та корегувати знайдений напрям узагальненого вектора напруги статора згідно напрямку струму збудження. Тому при визначенні початкового просторового положення додатного напрямку поздовжньої d вісі ротора для додатного струму збудження слід користуватися виразом

$$\gamma_0 = \alpha_u + \frac{\pi}{2},$$

а для від'ємного брати

$$\gamma_0 = \alpha_u - \frac{\pi}{2}.$$

Поточну швидкість ω двигуна можливо контролювати, наприклад, за допомогою імпульсного датчика кутового положення встановленого на валу двигуна.

У рівняння (1) - (2) входить активний опір обмотки статора, яка при роботі двигуна нагрівається із відповідним зростанням опору. Для його визначення враховуємо, що сучасні потужні синхронні двигуни оснащені термопарами, які дозволяють контролювати поточну температуру обмотки статора та дозволяють контролювати її опір за виразом

$$r_a = r_{a \times} (1 + \alpha \cdot \tau),$$

де $r_{a \times}$ – опір обмотки статора при температурі 15°C; α – температурний коефіцієнт опору (для міді $\alpha = 0,004 \text{ 1/}^\circ\text{C}$); τ – перевищення температури, °C.

Отже, для визначення поточних потокозчеплення статора, кутового положення ротора та електромагнітного моменту мікропроцесорна система спостерігача, окрім введення миттєвих лінійних напруг та фазних струмів статора, струму збудження та кута повертання імпульсного датчика повинна забезпечити швидке вирішення системи із трьох диференціальних рівнянь та алгебраїчного виразу для електромагнітного моменту наступного вигляду:

$$\begin{aligned} \frac{d\Psi_d}{dt} &= U_m \cos(\gamma - \alpha_u) + \Psi_q \omega - r_a I_m \cos(\gamma - \alpha_i); \\ \frac{d\Psi_q}{dt} &= -U_m \sin(\gamma - \alpha_u) - \Psi_d \omega + r_a I_m \sin(\gamma - \alpha_i); \\ \frac{d\gamma}{dt} &= \omega; \\ M &= -\Psi_d I_m \sin(\gamma - \alpha_i) - \Psi_q I_m \cos(\gamma - \alpha_i). \end{aligned}$$

Очевидно, що вимоги до швидкодії та розрядності мікропроцесорної системи достатньо жорсткі. Однак виправдані через повне, адаптивне врахування нестабільності параметрів двигуна.

Висновки. Встановлені залежності дозволяють визначати поточні кутове положення ротора, потокозчеплення статора та електромагнітний момент двигуна за допомогою контролю миттєвих струмів і напруг живлення двигуна. Для практичного використання методу необхідна розробка алгоритмів та апаратних засобів мікропроцесорного спостерігача. Перевага методу у повній адаптації до змінювання параметрів двигуна через нагрівання обмоток та насичення магнітних кіл.

Список літератури

1. Комплектний синхронний електропривід з програмним керуванням / Г.Г. Півняк, В.І. Кириченко, В.В. Кириченко та ін. // Доповіді Національної академії наук України, 2007, №7. – С.97.
2. Півняк Г.Г., Кириченко В.І., Кириченко В.В., Боровик Р.О., Барабан В.В., Бакутін А.В. Вплив нагрівання на пускові властивості синхронного двигуна, Вісник Національного технічного університету «Харківський політехнічний інститут». – Харків: НТУ «ХПІ», 2010. – № 28.–С.417-418.
3. Кононенко Е.В., Сипайлов Г.А., Хорьков К.А. Электрические машины (специальный курс). Учебное пособие для вузов. – Москва: «Высшая школа», 1975. – 279 с.
4. Ковач К.П., Рац И. Переходные процессы в машинах переменного тока. – М. – Л.: «Госэнергоиздат», 1963. – 744 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачевим В.В.
Надійшла до редакції 15.06.11*

О ВЫБОРЕ МОЩНОСТИ ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА

Представлены зависимости коэффициента запаса мощности и момента от глубины регулирования скорости конвейера, полученных на основе данных испытаний проведенных на ОАО Первомайский электромеханический завод им К. Маркса, и разработана методика расчета мощности привода конвейера с частотным регулированием при использовании самовентилируемых двигателей.

Представлено залежності коефіцієнту запасу потужності і моменту від глибини регулювання швидкості конвеєра, що були отримані на основі даних випробувань проведених на ВАТ Первомайський електромеханічний завод ім К. Маркса, і розроблена методика розрахунку потужності приводу конвеєра з частотним регулюванням при використанні самовентильованих двигунів.

Coefficient reserve capacity and since the depth of speed control conveyor depending obtained on the basis of tests conducted at JSC Pervomaysky Electromechanical Plant, Karl Marx are presented and the method of calculation of power over the conveyor with frequency regulation using selfventilation engines is developed.

Представлена методика выбора мощности частотно-регулируемого электропривода конвейера при использовании самовентилируемых двигателей.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Конвейерный транспорт шахты - одно из основных звеньев технологического процесса добычи угля. Как магистральные, так и участковые линии укомплектованы ленточными конвейерами.

Практика эксплуатации показывает, что конвейеры в значительной степени недоиспользованы как по производительности, так и по времени работы, что объясняется, главным образом, большой неравномерностью поступающих на них входных грузопотоков, носящих случайных характер. При этом увеличивается доля непроизводительных затрат энергии на перемещение движущихся частей конвейера (ленты и роликов), а количество груза, транспортируемого до капитального ремонта (ресурс), снижается. Одним из основных направлений решения этой проблемы является регулирование скорости движения конвейерной ленты за счет применения частотно-регулируемого электропривода.

Анализ исследований и публикаций. Выбор конвейера осуществляется по максимальному минутному грузопотоку для обеспечения надежного транспортирования груза [1, 2], что обуславливает заниженную среднюю загрузку конвейера. Исходными данными для определения значений максимальных минутных грузопотоков на конвейерах являются характеристики минутных грузопотоков, поступающих от каждого очистного забоя, обслуживаемого данной линией

Использование регулируемого электропривода предполагает обеспечение режима, при котором скорость конвейера меняется пропорционально фактическому грузопотоку. В этом случае погонная нагрузка постоянна [3]:

$$q_{r.n} = \frac{Q(t)}{3,6v(t)} = const, \quad (1)$$

где $Q(t)$ и $v(t)$ - текущие значения поступающего на ленточный конвейер случайного грузопотока и скорости; $q_{r.n}$ - максимально допустимая погонная масса груза.

В связи с тем, что при регулировании конвейер работает с одинаковой погонной нагрузкой, тяговое усилие при этом постоянно ($W = const$) [3].

В соответствии со сложившейся практикой, как правило, частотно-регулируемый электропривод конвейера комплектуется двигателями с водяным охлаждением.

В то же время выпускаемые и находящиеся в эксплуатации в Украине ленточные конвейеры оснащены самовентилируемыми двигателями серий 2ВР, 3ВР и ВАО2. Способ охлаждения в соответствии с ГОСТ 20459 двигателей серий 2ВР, 3ВР - IC0141, а ВАО2 - IC0151. В связи с этим важной представляется оценка возможности применения упомянутых электродвигателей в составе частотно-регулируемого электропривода. Положительное решение этой задачи существенно упростило и удешевило бы внедрение регулирования скорости ленты.

В связи с ухудшением условий охлаждения при частоте вращения ниже номинальной снижается допустимый по нагреву момент [4]. Поскольку нагрузка привода конвейера является постоянной величиной, для обеспечения тягового усилия и достаточной глубины регулирования необходим анализ возможности реализации этих требований при существующей мощности электродвигателей в условиях фактического грузопотока.

Постановка задачи. Цель работы – разработать методику выбора мощности частотно-регулируемого электропривода конвейера при использовании самовентилируемых двигателей.

Изложение материала и результаты. В качестве примера существенной неравномерности грузопотоков на рисунке 1 приведены результаты замеров на конвейере 2ЛУ120 (№4) восточной конвейерной магистрали ОП «Шахта «Должанская-Капитальная», произведенных ГП «Донгипроуглемаш» в июне 2011 г. По данным указанных замеров максимальное, минимальное и среднее значения грузопотока составляют 0,21; 0,075 и 0,142 т/с.

Как уже отмечено, выпускаемые в Украине ленточные конвейеры оснащены самовентилируемыми двигателями серий 2ВР, 3ВР и ВАО2. Специалисты ОАО «Первомайский электромеханический завод им. К. Маркса» провели испытания, которые дали возможность определить длительно допустимые полезную мощность и вращающий момент электродвигателей указанных серий при питании от преобразователей частоты (см. рисунок 2 [5]).

С учетом данных, представленных специалистами ОАО «Первомайский электромеханический завод им. К. Маркса», построена зависимость коэффициента $k_{з.м}$ запаса мощности (момента), который равен отношению установленной мощности привода к фактической или соответствующих моментов (тяговых усилий), от диапазона D регулирования, представленная на рисунке 3.

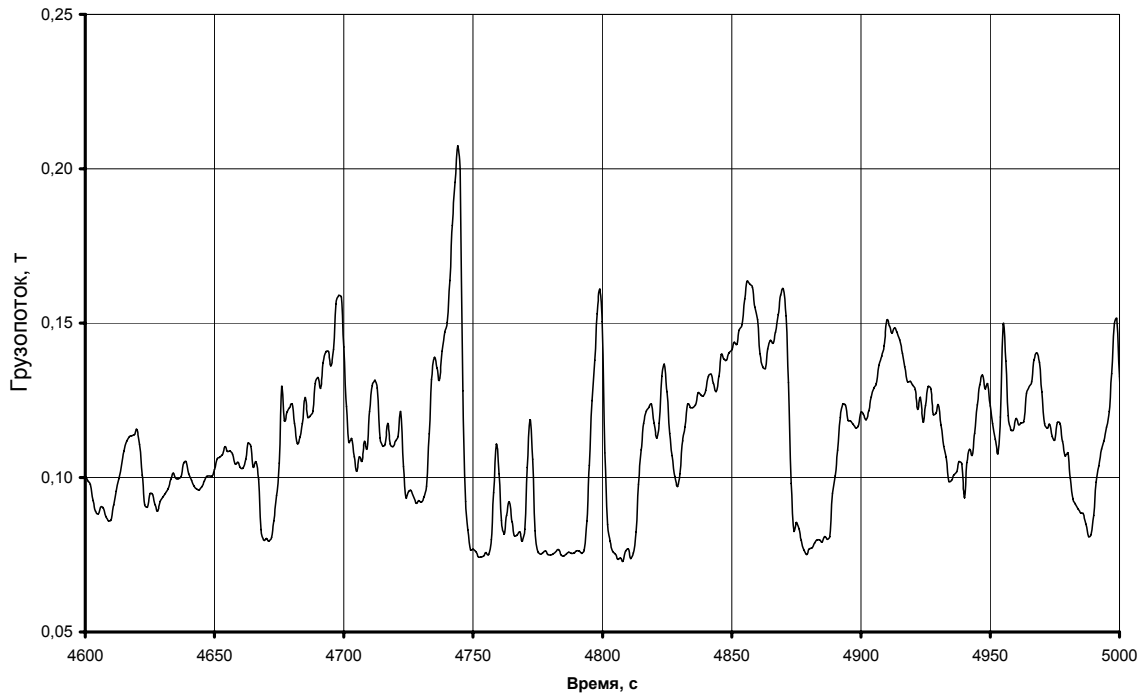


Рис. 1. Грузопоток на конвейере 2ЛУ120 (№4) восточной конвейерной магистрали ОП «Шахта «Должанская-Капитальная» по результатам замеров, произведенных ГП «Донгипроуглемаш» в июне 2011 г.

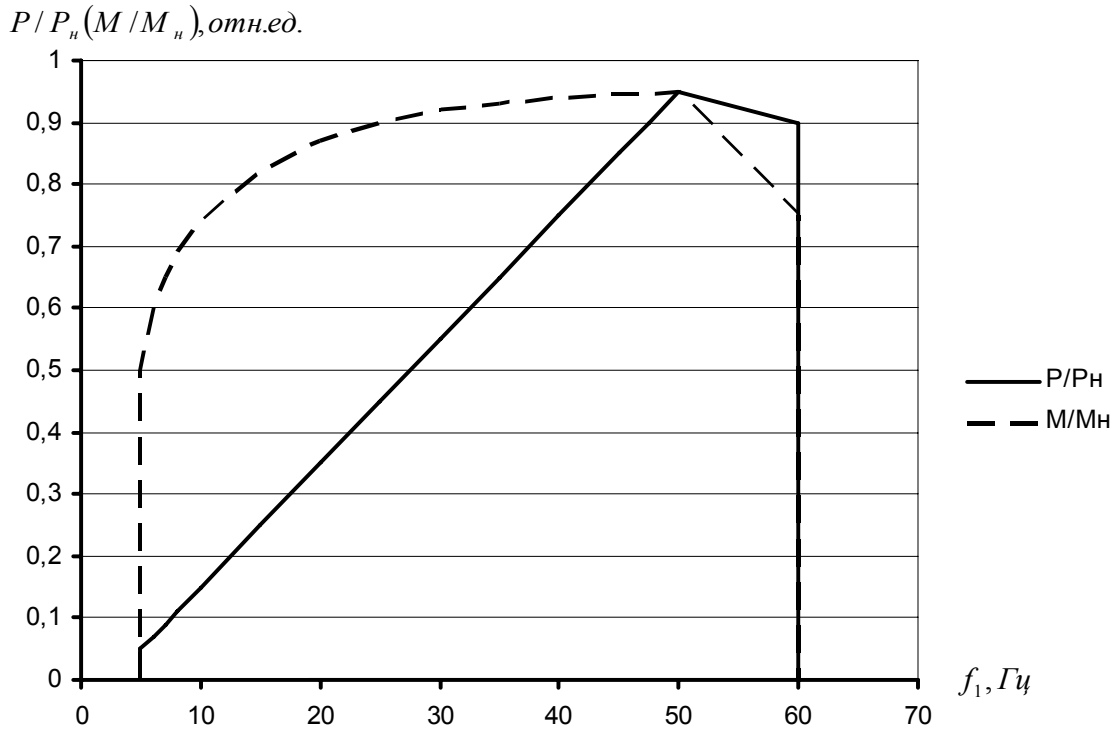


Рис. 2. Относительные значения длительно допустимых мощности и момента электродвигателей серий 3ВР, 2ВР, ВА02 при питании от преобразователей частоты [5]

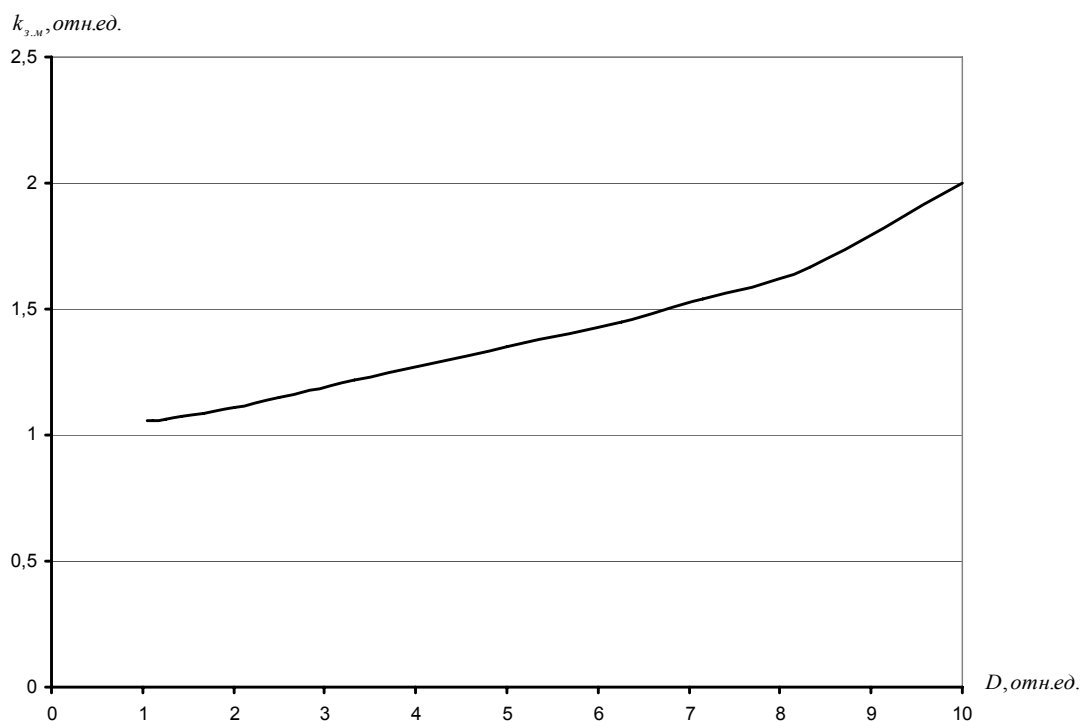


Рис.3. Зависимость коэффициента $k_{з.м}$ запаса мощности от диапазона D регулирования частотно-регулируемого электропривода, оснащенного электродвигателями серий 3ВР, 2ВР, ВАО2, от при питании от преобразователей частоты.

При проектировании конвейера, оснащенного частотно-регулируемым электроприводом, следует заложить запас по мощности двигателей с учетом необходимой величины диапазона D регулирования в соответствии с упомянутой зависимостью.

Для оценки диапазона необходимо учесть, что существует ограничение по предельной минимальной скорости движения ленты, связанное с тем, что для конвейера наиболее тяжелым режимом является режим разгона из-за больших динамических моментов, вызывающих колебания и пробуксовки конвейерной ленты, колебания в натяжных устройствах и набросы нагрузки на приводные двигатели. В связи с этим нижний предел регулирования выбирается на уровне так называемой «ползучей» скорости ($v_{полз} = 0,5$ м/с [3]), применяемой, в том числе, для режима холостого хода и ревизии ленты.

Поскольку верхний предел регулирования – номинальная скорость, с учетом размерного ряда скоростей конвейеров (1,6; 2,0; 2,5 и 3,15 м/с) при $v_{полз} = 0,5$ м/с $D = 3,2:1$; $4,0:1$; $5,0:1$; $6,3:1$.

Ниже изложена методика определения коэффициента $k_{з.м}$ запаса мощности. Сначала следует найти тяговое усилие W_o привода при номинальных условиях (номинальная частота сети и номинальная скорость движения ленты) в соответствии с формулой, приведенной в [6]:

$$W_o = \frac{P\eta}{vK} \text{ (Н)}, \quad (2)$$

где P - установленная мощность привода;

η - коэффициент полезного действия передачи двигатель - приводной барабан;

K - коэффициент запаса установленной мощности привода;

$K = K_1 K_2 K_3$, принимается $K_1 = 1,2$ – для углов наклона конвейера от минус 3 до $+18^\circ$; $K_1 = 1,5$ – для углов наклона конвейера от минус 16 до минус 13° ; $K_2 = 1,1$ – для конвейеров с суммарной мощностью привода менее 120 кВт; $K_2 = 1,0$ - для конвейеров с суммарной мощностью привода более 120 кВт; $K_3 = 1,1$ – для приводов с числом двигателей более одного; $K_3 = 1,0$ – для однодвигательного привода;

v - скорость движения ленты, м/с.

Найденное значение W_o необходимо сравнить с необходимым тяговым усилием, рассчитанным либо с использованием эквивалентного коэффициента w сопротивления движению ленты, либо методом обхода по контуру с учетом отдельных видов распределенных и сосредоточенных сопротивлений по трассе конвейера.

При использовании первого метода в соответствии с [6] ориентировочное значение тягового усилия W_ϕ привода ленточного конвейера определяется по формуле:

$$W_\phi = ((q_x + q_{r,n})Lw \pm Hq_r)g \text{ (Н)}, \quad (3)$$

где q_x - масса движущихся частей конвейера, приведенная к одному метру ленты, кг/м;

L - длина конвейера, принимается по схеме трассы, м;

H - высота подъема груза, м.

Коэффициент запаса мощности

$$k_{з.м} = \frac{W_o}{W_\phi}. \quad (4)$$

В качестве примера определим возможность установки регулируемого привода на конвейере 1Л800 ($P=110$ кВт, $v=2,5$ м/с; $L=500$ м; $\beta=0$). С учетом сказанного выше $D=5$ (2,5/0,5). На основании расчетов по формулам (2), (3) $W_o=26,9$ кН; $W_\phi=20,1$ кН. При этом $k_{з.м}=1,34$ (26,9/20,1). Из графика, представленного на рисунке 2, следует, что при $k_{з.м}=1,34$ возможный диапазон регулирования равен 5 (что соответствует требуемому значению).

Следует отметить, что подавляющее большинство конвейеров, находящихся в эксплуатации, имеет запас по мощности двигателей (установленной относительно фактической при максимальной загрузке). Это объясняется следующими причинами:

- дискретностью параметров, учитываемых при выборе конвейера (таких, как приемная способность, скорость движения ленты, мощность двигателей);

- ограниченной среднестатистической длиной одного конвейерного става из-за сложной гипсометрии пластов [7], в результате чего указанная длина существенно ниже допустимого значения данного параметра в соответствии с

технической характеристикой конвейера. В первом приближении можно считать, что мощность нагрузки конвейера пропорциональна его длине [6], поэтому коэффициент запаса мощности $k_{з.м}$ ориентировочно может быть определен как отношение допустимого значения $L_{дон}$ длины к фактическому L . Например, для участкового (как правило, типа 1Л800) горизонтального конвейера при среднестатистической длине $L = 324$ м [7] и эксплуатационной производительности 330 т/ч ($L_{дон} = 600$ м) $k_{з.м} = 1,85$ ($600/324$).

Выводы и направление дальнейших исследований. Из-за большой неравномерности шахтных грузопотоков, носящих случайный характер, увеличивается доля непроизводительных затрат энергии на перемещение движущихся частей конвейера (ленты и роликов), а количество груза, транспортируемого до капитального ремонта (ресурс), снижается.

Наиболее эффективным техническим решением, обеспечивающим адаптацию скорости движения ленты конвейера под фактические грузопотоки, является применение регулируемого привода.

Пределы изменения диапазона регулирования скорости - от 3,2:1 до 6,3:1., при этом нижняя граница регулирования - «ползучая» скорость $v_{полз} = 0,5$ м/с (в том числе для режима холостого хода).

Большинство находящихся в эксплуатации в Украине ленточных конвейеров оснащено самовентилируемыми двигателями серий 2ВР, 3ВР и ВАО2. Как видно из анализа, возможно применение указанных электродвигателей для комплектации частотно-регулируемого электропривода. В каждом конкретном случае такая возможность должна быть уточнена с учетом имеющейся мощности двигателей и параметров фактического грузопотока в соответствии с изложенной в статье методикой.

Список литературы

- 1 Основные положения по проектированию подземного транспорта для новых и действующих шахт – М.: Минуглепром СССР, 1986. -355 с.
- 2 Транспорт на горных предприятиях/ под общ. ред. Б.А. Кузнецова. – М.: Недра, 1976. - 552 с.
- 3 Шахмейстер Л.Г., Дмитриев В.Г., Лобачева А.К. Динамика грузопотоков и регулирование скорости ленточных конвейеров - М.: изд. МГИ, 1972. -163 с.
- 4 Сандлер А.С., Сарбатов Р.С. Автоматическое частотное управление асинхронными двигателями. - М.: Энергия, 1974-328 с.
- 5 Тетерев Е.Д., Чечельницкий С.В., Дятлов А.Ф. Нагрузочная способность взрывозащищенных электродвигателей при питании от преобразователей частоты/Уголь Украины – 2008. - № 9 – С. 34-36.
- 6 ОСТ 12.14.130-79 Конвейеры ленточные шахтные. Методика расчета.
- 7 Стадник Н.И. Комплекс технических средств автоматизации шахтного конвейерного транспорта (КТС АШК)/Уголь Украины – 1997. - № 7 – С. 29-32.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.
Надійшла до редакції 15.06.11*

МОДЕЛЮВАННЯ КЛАСІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОБЛЕМ НА ОСНОВІ ОБМЕЖЕНЬ

Представлено підхід до опису технологічних проблем на основі множини змінних (технологічних параметрів) з введеними доменами (довірчими інтервалами) та введеними множинами та системами релевантних обмежень.

Представлен подход к описанию технологических проблем на основе множества переменных (технологических параметров) с введенными доменами (доверительными интервалами) и введенными множествами и системами релевантных ограничений.

Presented approach to the description of technological problems, based on the set of variables (process variables) with introduced domains (confidence intervals) and constructed sets and systems of relevant constraints.

Класичним підходам до проблеми представлення та задоволення обмежень (*CSP - Constraint satisfaction problems*), інформаційно-пошукових задач на основі обмежень присвячено ряд досліджень [1-6]. Особливому поширенню даної технології сприяла розробка уніфікованих алгоритмів логічного програмування, що дозволило побудувати розширення класичної теорії логічного програмування в формі логічного програмування в обмеженнях (*CLP - Constraint logic programming*). Суть підходу *CSP/CLP* полягає у виконанні декларативного опису проблеми на основі множини (системи, ієрархії) обмежень і пошуку її рішення шляхом використання спеціалізованих алгоритмів, що дозволяють виконувати оцінювання рішення в термінах задоволення множин (систем, ієрархій) обмежень. Більшість виконаних застосувань оперує із змінними з скінченними доменами. Технологія програмування в обмеженнях використовується для рішення ряду прикладних задач, таких як: складання часових планів, розкладів, виконання задач конфігурації, перевірки стану технічних засобів і систем та ін. Особливість підходу *CSP/CLP* полягає також в можливості опису неточних, нечітких, ймовірнісних, можливісних значень, а також значень з ваговими коефіцієнтами. Проте в загальному випадку твердження та судження представлені людиною-експертом не можливо описати тільки на основі жорстких обмежень. Тому використовуються також м'які обмеження. Самі пошукові проблеми в залежності від кількості та якості обмежень поділяються на надобмежені, для яких не існує рішень, щоб задовольняли всі накладені обмеження і недообмеженні, для яких існує ряд невпорядкованих рішень. Багато пошукових проблем дозволяють виконувати пошук найкращого (оптимального) розв'язку на основі наперед заданих критеріїв оптимізації.

Виконаний огляд літературних джерел дозволяє визначити в якості **недослідженої** задачі введення та класифікації формальної структури технологічних проблем на основі обмежень (на прикладі процесу буріння).

Метою даної статті є моделювання класів технологічних проблем на основі обмежень для опису нештатних ситуацій, що виникають в процесі буріння свердловин на нафту і газ.

Означення 1. Технологічною проблемою на основі обмежень будемо вважати кортеж $TP = \{V; D; C^R; C^{UnR}\}$, де $V = \{v_1, v_2, \dots, v_n\}$ – множина змінних; $D = \{D_1, D_2, \dots, D_n\}$ – множина доменів (областей визначення) кожної змінної; $C^R = \{c_1^1, c_2^1, \dots, c_n^1\}$ – множина релевантних обмежень; $C^{UnR} = \{c_1^2, c_2^2, \dots, c_n^2\}$ – множина нерелевантних обмежень. Обмеження розглядається як відношення, задане на підмножині змінних $\{v_{i_1}, \dots, v_{i_k}\}$ над їхніми доменами:

$$\{D_{i_1} \text{ г } L \text{ г } D_{i_k}\} \text{ К } c_i.$$

У випадку дослідження технологічних проблем (наприклад, прихоплень бурової колони), основне завдання полягає в контролі множини порушених та задоволених обмежень, де кожному обмеженню доцільно присвоїти певне оціночне значення, що задаватиме загальну преференцію обмежень.

Означення 2. Структуру оцінювання обмежень технологічних проблем будемо визначати кортежем $(Ev^{set}, \#_{TP}, f_c, T, \perp)$, де Ev^{set} – множина, елементи якої називається оцінками; $\#_{TP}$ – комутативна, асоціативна бінарна операція над Ev^{set} , яка задовольняє властивостям ідентичності та монотонності; f_c – відношення загального порядку над Ev^{set} ; T та \perp – максимальний та мінімальний елемент з Ev^{set} , що задається відношенням f_c .

Введення впорядкованої множини Ev^{set} необхідно для представлення різних рівнів порушення та задоволення обмежень. Спосіб побудови структури оцінювання визначає залежність оціночних значень від множин порушених та задоволених обмежень. Комутативність та асоціативність введеної операції дозволяє обчислювати сумарні значення оцінок для множин $ConstrSet$, систем $ConstrSyst$ та ієрархій $ConstrHrch$ порушених та задоволених обмежень. Для оціночної функції $evfO(Ev^{set}, \#_{TP}, f_c, T, \wedge)$ на основі властивостей монотонності матимемо, що

$$\begin{aligned} \text{Й} \\ \text{К} \\ \text{К} \\ \text{К} \\ \text{К} \\ \text{К} \end{aligned} \begin{aligned} evf(\psi) \text{ г } ConstrSet \text{ Ю } evf(\psi) \text{ г } ConstrSet', ConstrSet' \text{ М } ConstrSet \\ evf(\psi) \text{ г } ConstrSyst \text{ Ю } evf(\psi) \text{ г } ConstrSyst', ConstrSyst' \text{ М } ConstrSyst \\ evf(\psi) \text{ г } ConstrHrch \text{ Ю } evf(\psi) \text{ г } ConstrHrch', ConstrHrch' \text{ М } ConstrHrch \end{aligned} .$$

На основі введеної структури оцінювання обмежень можемо визначити очікувані класи технологічних проблем:

1. *Класичні технологічні проблеми на основі обмежень* – на формальному рівні задаються як $TP^{constr} = ([0,1], \text{Ц}, [0,1])$. Структура оцінювання, що використовується в даному випадку дозволяє отримати для кожного обмеження два види оцінок: 1 – якщо обмеження задовольняється, 0 – якщо обмеження порушується. Проте при побудові присвоєнь, як рішень технологічних проблем, складно очікувати ситуації повного задоволення всіх накладених обмежень. Тому згідно введеного розділення обмежень матимемо:

– для множин – $ConstrSet = ConstrSet^R \cup ConstrSet^{unR}$ (підмножини релевантних та нерелевантних обмежень); $ConstrSet^R = ConstrSet^S \cup ConstrSet^V$ (підмножини задоволених та порушених релевантних обмежень, оскільки порушення чи задоволення нерелевантних обмежень не розглядається системою при рішенні поточної технологічної проблеми);

– для систем – $ConstrSyst = ConstrSyst^R \cup ConstrSyst^{unR}$ (підсистеми релевантних та нерелевантних обмежень) ; $ConstrSyst^R = ConstrSyst^S \cup ConstrSyst^V$ (підсистеми задоволених та порушених релевантних обмежень);

– для ієрархій – $ConstrHrch = ConstrHrch^R \cup ConstrHrch^{unR}$ (субієрархії релевантних та нерелевантних обмежень); $ConstrHrch^R = ConstrHrch^S \cup ConstrHrch^V$ (субієрархії задоволених та порушених релевантних обмежень).

Доцільним буде також застосування додаткових оціночних функцій максимізації кількості задоволених обмежень і мінімізації кількості порушених, що відповідно дозволить контролювати якість рішення.

Оперування з конструкціями обмежень в подальшому викладі здійснюється на основі їх прив'язки до деякої виділеної поточної технологічної проблеми TP_j наступним чином:

$$ConstrHrch_{TP_j} = \bigcup_{i=1}^{k_{max}} ConstrSyst_{TP_j} = \bigcup_{i=1}^{k_{max}} \{c_1, c_2, \dots, c_{n_i}\}_{nON}.$$

2. Технологічні проблеми на основі обмежень з ваговими коефіцієнтами

– на формальному рівні можуть бути представлені як $TP^{weight} = (N, \#_{weight}, >, [0,1])$. Специфіка такого класу технологічних проблем полягатиме в обчисленні сум вагових коефіцієнтів для множин (систем, ієрархій) порушених та задоволених обмежень і вибору присвоєння з відповідно мінімальними та максимальними значеннями сум.

3. Технологічні проблеми на основі обмежень з ймовірнісними коефіцієнтами – можуть представлятися формальними структурами виду $TP^{prb} = ([0,1], D_{prb}, <, 0,1)$. В даному випадку ймовірнісний коефіцієнт визначатиме ймовірність релевантності обмеження фактичній технологічній проблемі TPF , оскільки при побудові присвоєнь важливим є порушення чи задоволення тільки релевантних обмежень. Для функції оцінювання присвоєнь $evf(\psi)$ та для деякого присвоєння ψ , $\psi \in \Psi_V$ із припущення про незалежність обмежень в множині (системі, ієрархії) можемо отримати оціночне значення для присвоєння ψ у вигляді $evf_{TP^{prb}}(\psi) = \prod_{(c_i \in ConstrSet^R) \cap \psi \cap \{c_i \in ConstrSet^{unR}\}} (1 - prb(c_i))$, де $prb(c_i)$ - ймовірність релевантності обмеження c_i , $c_i \in ConstrSet^R$ фактичній технологічній проблемі TPF^{prb} . Для заданої множини (системи, ієрархії) обмежень слід обчислити сумарне значення ймовірнісних оцінок і в якості рішення технологічної проблеми $Sol(TPF^{prb})$ вибрати присвоєння з максимальним оці-

ночним значенням ймовірнісної релевантності, оскільки саме таке рішення максимально відповідатиме очікуванням автоматизованої інтелектуальної системи.

4. *Технологічні проблеми на основі обмежень з можливісними коефіцієнтами* – можуть представлятися формальною структурою $TP^{posbl.} = (\mathbb{Q}, 1c, max, >, 1, 0)$. Дана формальна структура дозволяє виконувати оцінювання можливісної необхідності задоволення чи порушення множини (системи, ієрархії) накладених обмежень при побудові присвоєнь в процесі пошуку рішення технологічної проблеми. Пошук оптимального присвоєння з введеною функцією мінімізації по сумарних значеннях переваг множини порушених обмежень та введеною функцією максимізації по сумарних значеннях переваг множини задоволених обмежень розглядається як основна складова процесу пошуку рішень. Введення переваг в даному випадку дозволяє виконати ранжування множини релевантних обмежень $ConstrSet^R$ по ступеню важливості. Введена класифікація відображена на рис. 1.



Рис. 1. Класифікація технологічних проблем з обмеженнями

Введення оцінювань для змінних поряд з оцінюванням обмежень дозволяє вводити множини переваг і досліджувати їх вплив на процес задоволення та порушення обмежень в ході вирішення технологічних проблем. Крім того введення вагових значень змінних дозволяє будувати часткові присвоєння з введеними мінімаксними функціями для сумарних вагових значень задоволених та порушених обмежень, що відповідно дозволить сформулювати формальну структуру рішення з можливими помилками які будуть оцінюватись системою.

Для формального опису процесу задоволення обмежень з перевагами у випадку технологічних проблем введемо представлення деякої формальної метаструктури. Вибір конкретного виду ініціалізації залежить від складності технологічної проблеми та вибраного способу структуризації множини (системи, ієрархії) обмежень [6]. В загальному випадку введення формальної метаструктури є необхідним для вибору певного способу специфікації значень які повинні асоціюватися з кортежами значень в доменах змінних при виконанні присвоєнь. Крім того для вибраної метаструктури слід ввести формальні операції, що дозволитимуть оперувати з обмеженнями.

Означення 3. В якості формальної метаструктури будемо розглядати кортеж $(MS, E, D, 0, 1)$, де MS - множина метаструктури; $0, 1 \in MS$; E, D - введені операції з властивостями комутативності, асоціативності та дистрибутивності.

Означення 4. Системою обмежень будемо вважати кортеж $CS = (MS, D, V)$, де MS - формальна метаструктура, D - домен змінних, V - множина змінних.

Означення 5. Для заданої формальної метаструктури $FMS = (MS, \oplus, \otimes, 0, 1)$ і системи обмежень $CS^{MS} = (MS, D, V)$, в якості обмеження будемо розглядати пару (RC, SC) , де $SC \subseteq V$ та $RC : D^{SC} \rightarrow MS$.

Інтерпретація кортежу (RC, SC) відповідає парам значень $\langle \{умова_релевантності_i\}_i, \{умова_задоволення_i\}_i \rangle$. Обмеження визначатиме множини змінних в sc і присвоюватиме кожному кортежу значень елементи з формальної метаструктури.

Означення 6. Технологічною проблемою на основі м'яких обмежень TP^{soft} будемо вважати пару $(ConstrSet, SC)$ над системою обмежень $CS^{MS} = (MS, D, V)$, де $SC \subseteq V$, а $ConstrSet$ - множина обмежень для TP^{soft} .

Позначатимемо результат проєкції значень кортежу κ визначених на множині V^1 на значення кортежу над змінними в множині V^2 через $\kappa \downarrow_{V^2}^{V^1}$.

Означення 7. Для заданих обмежень $c_1 = (rc_1, sc_1)$ та $c_2 = (rc_2, sc_2)$ їх сполученням $c_1 \otimes c_2$ буде обмеження (rc^1, sc^1) в якому множина sc^1 буде являти собою об'єднання множин sc_1 і sc_2 : $sc^1 = sc_1 \cup sc_2$, а rc^1 буде визначатися наступним чином:

$$rc^1(\kappa) = rc_1(\kappa \downarrow_{sc_1}^{sc^1}) \times rc_2(\kappa \downarrow_{sc_2}^{sc^1}).$$

Для множини обмежень $ConstrSet = \{c_1, \dots, c_n\}$ введемо скорочення $\bigotimes_{i=1}^n c_i = \bigotimes ConstrSet$ для $c_1 \otimes \dots \otimes c_n$.

Згідно введеного означення сполучення двох обмежень означає побудову нового обмеження, що включає всі змінні початкових обмежень з прив'язкою до кожного кортежу значень над такими змінними певного елемента метаструктури MS , що отримується шляхом множення елементів, прив'язаних початковими обмеженнями відповідних субкортежів.

Означення 8. Для заданої множини обмежень $ConstrSet = (RC, SC)$ і підмножини $V_1 \subseteq V$, проєкцією $ConstrSet$ на V_1 (позначатимемо як $ConstrSet \downarrow V_1$), будемо називати обмеження (RC', SC') , де $SC' = SC \cap V_1$, і

$$RC'(\kappa') = \sum_{\kappa / [\kappa \downarrow_{SC'}^{SC}] = \kappa'} RC(\kappa).$$

В загальному випадку операція проєкції полягає у виключенні певних змінних, наприклад при послабленні надобмеженої проблеми TP^{over} . Це виконується шляхом прив'язки до кожного кортежу над множиною залишкових

змінних, елемента метаструктури, який є сумою елементів, прив'язаних початковим обмеженням до всіх розширень цього кортежу над множиною видалених змінних.

Означення 9. Рішенням технологічної проблеми на основі м'яких обмежень $TP^{soft} = (ConstrSet, SC)$ будемо вважати обмеження утворене в результаті проекції

$$Sol(TP^{soft}) = (\otimes ConstrSet) \Downarrow SC$$

Тобто, всі обмеження поєднуються і після чого проектується на множину змінних в SC . Таким чином, отримуємо обмеження над множиною SC , яке індукується всією формальною структурою технологічної проблеми на основі м'яких обмежень. В загальному для цього обмеження задається розподіл відносно оцінок його складової RC на кожному кортежі (присвоєнні), тобто формула може розглядатися як інтерпретація ступеня задоволення:

$$(\otimes ConstrSet) \Downarrow SC \vdash SD(ConstrSet),$$

де $SD(ConstrSet)$ – ступінь задоволення множини обмежень.

На формальному рівні, максимальне метаструктурне значення стосовно операції \prec_{MS} для кортежів в рішенні $Sol(TP^{soft})$ відповідає найкращому рівню послідовності рішення. Множину таких кортежів можна розглядати як множину оптимальних кортежів, які задовольнятимуть введеним формальним означенням.

Означення 10. Метаструктурне значення оптимального рішення будемо вважати найкращим рівнем послідовності рішення технологічної проблеми на основі м'яких обмежень і позначатимемо його як: $bl^{consist}(TP^{soft}) = Sol(TP^{soft}) \Downarrow \varnothing$.

Оскільки інтелектуальна система розглядатиме ряд технологічних проблем та множини їх рішень, то заслуговує уваги дослідження питання еквівалентності на множині технологічних проблем. Розглянемо випадок технологічних проблем з м'якими обмеженнями.

Означення 11. Розглянемо два обмеження виду $c_1 = (rc, sc_1)$ та $c_2 = (rc, sc_2)$ над (MS, D, V) . Введемо впорядкування обмежень Φ_{MS} на основі відношення часткового порядку. Будемо вважати, що $c_1 \Phi_{MS} c_2$ якщо $rc_1(\kappa) \leq_{MS} rc_2(\kappa)$ має місце для всіх кортежів κ , $\kappa \in D$. Також якщо $c_1 \Phi_{MS} c_2$ та $c_1 \times_{MS} c_2$, тоді $c_1 = c_2$.

Означення 12. Розглянемо дві технологічні проблеми на основі м'яких обмежень $TP_1^{soft} = (ConstrSet_1, SC)$ та $TP_2^{soft} = (ConstrSet_2, SC)$. Відповідно введемо відношення перевпорядкування технологічних проблем $\Phi_{TP^{soft}}$, таким чином, що якщо $TP_1^{soft} \Phi_{TP^{soft}} TP_2^{soft}$ тоді $Sol(TP_1^{soft}) \Phi_{MS} Sol(TP_2^{soft})$.

Якщо $TP_1^{soft} \Phi_{TP^{soft}} TP_2^{soft}$ та $TP_2^{soft} \Phi_{TP^{soft}} TP_1^{soft}$, тоді вони мають однакову множину рішень Sol^{Set} . В такому випадку ми можемо стверджувати, що TP_1^{soft} та TP_2^{soft} - є еквівалентними проблемами і позначатимемо даний факт як $TP_1^{soft} \equiv TP_2^{soft}$.

Розглянемо дві системи обмежень $CS^{MS} = (MS, D, V)$ та $CS^{MS'} = (MS', D, V)$, а також технологічні проблеми на основі м'яких обмежень $TP^{soft} = (ConstrSet, SC)$ та $TP'^{soft} = (ConstrSet', SC)$, що їм відповідають і, що мають відповідно рішення $Sol(TP^{soft}) = (RC, SC)$ та $Sol(TP'^{soft}) = (RC', SC)$.

Означення 13. Технологічну проблему на основі м'яких обмежень TP^{soft} будемо вважати *уточненням* технологічної проблеми TP'^{soft} якщо для довільної пари кортежів $\kappa^1 = (\kappa_1^1, \dots, \kappa_{|sc|}^1)$, $\kappa^2 = (\kappa_1^2, \dots, \kappa_{|sc|}^2)$, де $\kappa_i^1, \kappa_i^2 \in D$ таких, що якщо твердження $RC'(\kappa^1) <_{MS'} RC'(\kappa^2)$ має місце, то це означатиме наявність відношення повного впорядкування $RC(\kappa^1) <_{MS} RC(\kappa^2)$.

Означення 14. Технологічну проблему на основі м'яких обмежень TP^{soft} будемо вважати *сильним уточненням* TP'^{soft} , якщо основна властивість означення 13 матиме місце для всіх RC_1 та RC_2 , визначених як $(RC_1, SC_{\subseteq}) \in ConstrSet$ та $(RC_2, SC_{\subseteq}) \in ConstrSet'$, де $SC_{\subseteq} \subseteq SC$.

Суть означення полягає в тому, що якщо TP^{soft} є уточненням TP'^{soft} , тоді множина відповідних оптимальних кортежів з TP^{soft} включається в множину оптимальних кортежів з TP'^{soft} . Тому задача знаходження оптимальних кортежів для TP^{soft} може бути зведена до пошуку оптимальних кортежів у TP'^{soft} .

Формальна структура технологічних проблем на основі обмежень з оцінками, що є початковою базою введення процедури уточнення, не включиме жодного часткового впорядкування.

Твердження 1. Припустимо, що технологічна проблема на основі м'яких обмежень TP^{soft} є уточненням TP'^{soft} і розглянемо також пару кортежів $\kappa^1 = (\kappa_1^1, \dots, \kappa_{|sc|}^1)$ та $\kappa^2 = (\kappa_1^2, \dots, \kappa_{|sc|}^2)$, де $\kappa_i^1, \kappa_i^2 \in D$. Тоді якщо $RC(\kappa^1) \langle \rangle_{MS} RC(\kappa^2)$ то матиме також місце, що $RC'(\kappa^1) \langle \rangle_{MS'} RC'(\kappa^2)$

Означення 15. Дві технологічні проблеми на основі м'яких обмежень TP^{soft} та TP'^{soft} будемо вважати *сильно еквівалентними*, якщо кожен з них можна розглядати як сильне уточнення іншої.

Еквівалентні технологічні проблеми на основі м'яких обмежень визначають одне й те саме впорядкування над кортежами значень у множині V і мають однакові відповідні множини оптимальних кортежів та задача знаходження оптимальних кортежів буде еквівалентна для обох формулювань. Також для двох еквівалентних технологічних проблем на основі м'яких обмежень не вимагається наявність однакових значень в кортежах, а вимагається тільки однаковий спосіб їх впорядкування. Як наслідок попередніх означень можна бачити, якщо в одній з еквівалентних проблем є не порівнювані елементи, то вони також повинні бути у зв'язаній проблемі.

Щоб мати змогу порівняти класи технологічних проблем, що базуються на різних формальних метаструктурах, введемо поняття уточнення для метаструктур.

Означення 16. Для двох заданих метаструктур - MS та MS' *уточненням* із MS в MS' будемо вважати функцію σ , таку, що трансформує кожен техно-

логічну проблему на основі м'яких обмежень $TP^{soft} = (ConstrSet', SC)$, з множиною обмежень $ConstrSet' = \bigcup_i (rc'_i, sc_i)$ над системою обмежень (MS', D, SC) в технологічну проблему $TP^{soft} = (ConstrSet, SC)$, де $ConstrSet = \bigcup_i (rc_i, sc_i)$ над множиною (MS, D, SC) , де $rc_i = \sigma \circ rc'_i$ є істинним для всіх i таких, що TP^{soft} є уточненням TP^{soft} .

Якщо існує уточнення з MS' в MS , тоді кожна технологічна проблема на основі м'яких обмежень TP^{soft} над MS' може бути вирішена шляхом застосування уточнення до TP^{soft} і наступного вирішення результуючої проблеми над MS , тобто проблеми, визначені над MS' не будуть складнішими за проблеми, визначені над MS .

Досліджуючи представлення формальних метаструктур можна вивести класи технологічних проблем на їх основі. Для цього необхідно встановити відповідність між технологічними проблемами на основі м'яких обмежень і технологічними проблемами на основі обмежень з оцінками. Виконання даної задачі дозволить отримати два нових класи технологічних проблем:

1. *Технологічні проблеми на основі нечітких обмежень TP^{fuzzy}* – даний клас можна отримати як наслідок застосування операцій поєднання і проекції. Для введеної формальної метаструктури її множина задається інтервалом $[0,1]$, де 1 це найкращий елемент, а 0 – найгірший. Введення максимального та мінімального елементів дозволить застосувати операцію кон'юнкції. Особливість даного типу технологічних проблем полягатиме у використанні лінгвістичних оціночних значень, таких як “в більшості випадків”, “швидше за все”, “інколи”, “деколи” та ін.

2. *Технологічні проблеми на основі лексикографічних обмежень.* Класичні пошукові задачі на основі лексикографічних обмежень розглядаються як вид розширення пошукових задач на основі нечітких обмежень. Таке розширення може бути також побудоване і для пошукових задач на основі обмежень з можливісними коефіцієнтами.

У випадку технологічних проблем на основі м'яких обмежень, побудова подібного розширення вимагатиме використання концепції мультимножин елементів над інтервалом $[0,1]$. Основні задачі які необхідно вирішити при введенні мультимножин полягатимуть у визначенні заборонених та дозволених кортежів значень, введення найкращого та найгіршого значення та переозначення операцій поєднання та проекції обмежень.

Розширена класифікація технологічних проблем на основі обмежень представлена на рис. 2.

Таким чином, базові види формальних структур для класів технологічних проблем на основі обмежень з ваговими, ймовірнісними, можливісними коефіцієнтами, а також з нечіткими та лексикографічними обмеженнями слід розглядати як окремі класи пошукових задач на основі обмежень з оцінками і з м'якими обмеженнями.



Рис. 2. Розширена класифікація технологічних проблем на основі обмежень

Висновки. Запропоновано інтерпретацію технологічних проблем на основі методу контролю множини порушених та задоволених обмежень, що дозволяє кожному обмеженню присвоїти оціночне значення, що задає загальну преференцію обмежень. Представлена інтерпретація процесів задоволення та порушення обмежень, неповного задоволення обмежень в термінах контролю процесу рішення пошукових задач, шляхом виділення множин помилок (незадоволених обмежень), що відповідно дозволяє виділяти хибні знання та дії оператора технологічного процесу. Відповідно процес пошуку рішення розглядається у вигляді присвоєнь, а самі інформаційно-пошукові задачі нафтогазової предметної області, з точки зору кількості рішень поділяються на недообмежені або надобмежені.

Список літератури

1. Dechter R. Constraint Processing. – Morgan Kaufmann Publishers. – 2003. – 480p.
2. Tsang E. [Foundations of Constraint Satisfaction](http://www.bracil.net/edward/FCS.html). – Academic Press. –1993. – 421p.– [Електронний ресурс]. – Режим доступу : <http://www.bracil.net/edward/FCS.html>.
3. Bartak R., Dechter R. Constraint Processing. – Morgan Kaufmann Publisher. – 2003. – 210p. – [Електронний ресурс]. – Режим доступу : <http://www.ics.uci.edu/~dechter/books/index.html>.
4. Krzysztof R. Principles of constraint programming. – Cambridge University Press. –2003. – 407p. – [ISBN 0-521-82583-0](http://www.cambridge.org/9780521825830).
5. Bartak R. Constraint programming: a survey of solving technology. – AIROnews journal IV, n.4. – 1999. – P. 7 - 11.
6. Вовк Р.Б. Контроль станів технологічного процесу буріння на основі теорії задоволення обмежень / Р.Б. Вовк, В.І. Шекета, В.Р. Процюк // Науковий вісник Івано-Франківського національного технічного університету нафти і газу. – 2010. – № 3 (25) - С. 138 – 144.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачевим В.В.
Надійшла до редакції 30.05.11*

ПРОГРАМНА РЕАЛІЗАЦІЯ ОПРАЦЮВАННЯ ІНФОРМАЦІЇ В СИСТЕМАХ АВТОМАТИЗОВАНОГО КОНТРОЛЮ РЕОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ НЕНЬЮТОНІВСЬКИХ РІДИН

Выполнен анализ методов обработки выходных сигналов гидродинамической измерительной системы реологических параметров неньютоновских жидкостей. Для определения реологической модели и ее параметров разработан программный комплекс, который состоит из программных модулей.

Виконаний аналіз методів опрацювання вихідних сигналів гідродинамічної вимірювальної системи реологічних параметрів неньютонівських рідин. Для встановлення реологічної моделі та її реологічних параметрів розроблений програмний комплекс, який складається з програмних модулів.

The analysis of signal processing methods for the hydrodynamic measuring system of rheological parameters of Non-Newtonian fluids is proposed. For determination of rheological model and its rheological parameters a computer program is developed based on program modules.

Вступ. В'язкісні характеристики рідин є вирішальними показниками ефективності в багатьох технологічних процесів. Для їх вимірювання розроблено ряд різних методів. Найбільш теоретично обґрунтованими є ротаційні та капілярні віскозиметри [1]. Базові засади побудови капілярних віскозиметрів стали основою для розробки гідродинамічних вимірювальних пристроїв, область застосування яких поширилась на вимірювання реологічних параметрів неньютонівських рідин: розчинів полімерів, бурових розчинів, харчових матеріалів тощо [2,3].

Важливою задачею автоматизованого контролю реологічних параметрів за допомогою гідродинамічних вимірювальних пристроїв є вдосконалення методики опрацювання вихідних сигналів. Для вирішення цієї задачі необхідно проаналізувати способи визначення реологічних параметрів за експериментальними даними та вибрати найбільш прийнятну для гідродинамічної вимірювальної системи методику, яка б давала змогу встановити адекватну реологічну модель неньютонівської рідини та розрахувати її параметри. Подібні задачі для оцінки реологічних властивостей бурових і тампонажних розчинів за експериментальними даними ротаційної віскозиметрії вирішуються в роботах [4].

Метою роботи є розробка програмного комплексу опрацювання інформації в гідродинамічних системах автоматизованого контролю реологічних параметрів неньютонівських рідин.

Виклад основного матеріалу. Чутливими елементами гідродинамічних пристроїв є циліндричні трубки різної форми, розміри яких визначаються діапазоном вимірювання параметрів та необхідними швидкостями деформування. Порівняно з капілярними в гідродинамічних перетворювачах трубки мають більший розмір і під час течії в них неньютонівських рідин, що містять бульбашки, частинки твердої фази, неоднорідність контрольованого середовища істотно не впливає на характеристики течії, за якими встановлюється реологічна модель і параметри рідин. Разом з тим чутливість вимірювання достатньо висока.

Зауважимо, що для деяких неньютонівських рідин, зокрема суспензій, важливо щоб характеристики механічної дії в процесі вимірювань і промислового застосування були однаковими. Наприклад, результати вимірювання за допомогою гідродинамічних систем можуть успішно застосуватись для технологічної оптимізації реологічних властивостей суспензій в процесі їх транспортування.

Гідродинамічні системи контролю реологічних параметрів неньютонівських рідин побудовані на основі послідовно з'єднаних мостових перетворювачів, які працюють в режимі постійної витрати [2]. Кожний мостовий перетворювач складається з трубок однакового діаметру, в протилежних плечах якого розміщені трубки однієї довжини. Ці та інші конструктивні особливості компенсують методичну похибку вимірювання реологічних параметрів, зумовлену кінцевими ефектами трубок, а зміною режимних характеристик можна зменшити похибку від ефекту пристінного ковзання за його наявності.

Інша методична похибка вимірювання реологічних параметрів пов'язана із способом опрацювання вихідних сигналів гідродинамічних перетворювачів. Вона виникає з двох причин, або встановлена неадекватна реологічна модель і властивості рідини підпорядковуються іншим реологічними моделями, або, якщо реологічна модель вибрана правильно, розрахунок значень параметрів здійснений із значними похибками. Ці похибки можуть виникати внаслідок того, що навіть для найпростіших реологічних моделей зв'язок між реологічними параметрами та вимірними перепадами тиску у вихідних діагоналях мостових перетворювачів є нелінійним, і не для кожної рідини його можна знайти в явному вигляді [3].

Гідродинамічна вимірювальна система реологічних параметрів рідини (рис. 1) складається з послідовно з'єднаних гідродинамічних мостових перетворювачів, задавача витрати, дифманометричних перетворювачів, мікропроцесорного

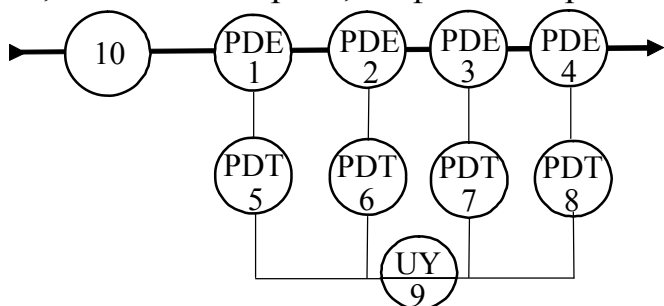


Рис. 1. Функціональна схема гідродинамічного пристрою для вимірювання реологічних параметрів: 1,2,3,4 – гідродинамічні мостові перетворювачі; 5,6,7,8 – дифманометричні перетворювачі; 9 – мікропроцесорний обчислювач; 10 – задавач витрати.

обчислювача на базі промислового комп'ютера. Чутливими елементами мостових перетворювачів є циліндричні трубки однакового діаметру, що з'єднані в схему гідравлічного моста. В протилежних плечах моста розміщують трубки однакової довжини, а в суміжних плечах трубки мають різну довжину. Таким чином мостові перетворювачі відрізняються між собою діаметрами трубок D , а також різницями довжин трубок ΔL .

Під час руху контрольованої рідини в трубках мостових перетворювачів в їх вихідних діагоналях виникають перепади тиску ΔP , які є вихідними даними для знаходження реологічних параметрів. Ці сигнали і підлягають опрацюванню. Основою для визначення реологічних властивостей є математичні моделі мостових перетворювачів. Вони в свою чергу базуються на математичних мо-

делях окремих чутливих елементів, що складають мостову схему і визначається реологічною поведінкою рідини [3].

Узагальнене рівняння витратної характеристики кожного мостового перетворювача запишемо у вигляді [3]

$$F = \frac{\pi R^3}{3} \int_{\tau_w}^{\tau_w} \tau^2 f(\tau) d\tau, \quad (1)$$

де F – об'ємна витрата рідини в трубці; $\tau_w = \frac{\Delta P R}{2\Delta L}$ – напруження зсуву на стінці трубки; ΔP – перепад тиску у вихідній діагоналі мостового перетворювача; $R = \frac{D}{2}$ – радіус трубки; ΔL – різниця довжин суміжних трубок; $\dot{\gamma} = f(\tau)$ – реологічна модель рідини, що встановлює зв'язок між швидкістю зсуву $\dot{\gamma}$ та напруженням зсуву τ . Серед основних припущень при доведенні рівняння (1) відзначимо ламінарний режим руху рідини в трубках і незмінність властивостей рідини в часі. Рівняння (1) є універсальним для рідин, що підпорядковуються стаціонарним реологічним моделям. В інженерній практиці найбільшого поширення набули такі моделі [1,5]:

$$\text{модель Ньютона } \tau = \mu \cdot \dot{\gamma}, \quad (2)$$

$$\text{степенева модель Оствальда } \tau = K \cdot \dot{\gamma}^n, \quad (3)$$

$$\text{модель Бінгама, } \tau = \tau_0 + \eta \cdot \dot{\gamma}, \quad (4)$$

$$\text{модель Гершеля-Балклі } \tau = \tau_0 + K_1 \dot{\gamma}^n, \quad (5)$$

$$\text{модель Кессона-Шульмана } \tau^{1/n} = \tau_0^{1/n} + (K_1 \cdot \dot{\gamma})^{1/n}, \quad (6)$$

$$\text{узагальнена модель Гершеля-Балклі } \tau^{n_1} = \tau_0^{n_1} + K_1 \cdot \dot{\gamma}^{n_2}, \quad (7)$$

в яких μ – динамічна в'язкість; η – пластична в'язкість; τ_0 – динамічне напруження зсуву; K, K_1, n, n_1, n_2 – емпіричні і напівемпіричні константи та індекси степенів – параметри реологічних моделей. Для кожної з цих моделей на основі формули (1) доведені рівняння витратних характеристик мостового перетворювача у вигляді [3]

$$F = \varphi(\Delta P, R, \Delta L, a), \quad (8)$$

де a – реологічні параметри. За винятком рівняння Пуазейля для ньютонівської рідини всі інші витратні характеристики є нелінійними. Розв'язок рівняння (8) відносно перепаду тиску, окрім ньютонівської та степеневої рідин, в явному вигляді досить складний для визначення реологічних параметрів за вимірними значеннями перепаду тиску у вихідних діагоналях мостових перетворювачів та витрати рідини.

Розглянемо методи опрацювання вимірних перепадів тиску у вихідних діагоналях мостових перетворювачів.

1. Безпосередній метод визначення реологічних параметрів рідин полягає в тому, що для вибраної моделі складають систему з рівнянь витратних характеристик мостових перетворювачів та розв'язують її відносно реологічних пара-

метрів. Для прикладу система рівнянь для степеневі рідини, записана у консі-
стентних змінних τ_w і Γ , матиме вигляд

$$\begin{cases} \tau_{w1} = K \cdot \left(\frac{3n+1}{4n} \cdot \Gamma_1 \right)^n \\ \tau_{w2} = K \cdot \left(\frac{3n+1}{4n} \cdot \Gamma_2 \right)^n \end{cases} \quad (9)$$

$\Gamma_1 = \frac{4F}{\pi R_1^3}$, $\Gamma_2 = \frac{4F}{\pi R_2^3}$ – уявна швидкість зсуву рідини відповідно в трубках од-
ного та другого мостових перетворювачів; $\tau_{w1} = \frac{\Delta P_1 R_1}{2\Delta L_1}$, $\tau_{w2} = \frac{\Delta P_2 R_2}{2\Delta L_2}$ – дотич-

не напруження зсуву на стінці трубок двох мостових перетворювачів. Зауважи-
мо, що за відсутності ефекту пристінного ковзання об’ємна витрата F рідини в
трубках кожного мостового перетворювача однакова. Тоді показник нелінійно-
сті n і показник консистенції K визначають за формулами

$$n = \ln\left(\frac{\tau_{w1}}{\tau_{w2}}\right) / \ln\left(\frac{R_2}{R_1}\right)^3, \quad K = \tau_{w1} \cdot \left(\frac{4n}{3n+1} \cdot \frac{1}{\Gamma_1}\right)^n \quad (10)$$

Для реологічних моделей Бінгама, Гершеля-Балклі, Кесона-Шульмана систему
нелінійних рівнянь доводиться розв’язувати числовими методами. Зазначимо,
що мінімальна кількість гідродинамічних мостових перетворювачів у вимірю-
вальній системі для двопараметричних реологічних моделей дорівнює двом,
для трипараметричних – трьом. Наприклад для узагальненої моделі Гершеля-
Балклі з чотирма параметрами, таких перетворювачів має бути не менше чоти-
рьох.

2. Метод визначення реологічних параметрів, який полягає у вирішенні оп-
тимізаційної задачі за вибраним критерієм. Змінюючи значення реологічних
параметрів, критерій оптимальності мінімізують за допомогою вибраного мето-
ду оптимізації. Знайдені значення реологічних параметрів і є шуканими пара-
метрами. Таким критерієм оптимальності може бути середньоквадратичне від-
хилення $\sigma_{\Delta P}$ розрахованих значень перепадів тиску (напружень на стінці тру-
бок) в мостових перетворювачах від експериментальних значень

$$\sigma_{\Delta P} = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\Delta P_i^p - \Delta P_i)^2} \quad (11)$$

Дещо простіше розраховувати реологічні параметри за середньоквадратичним
відхиленням σ_F розрахованих значень витрати рідини в трубках мостових пе-
ретворювачів від витрати задавача

$$\sigma_F = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (2F_i - F_0)^2} \quad (12)$$

де $i = \overline{1, N}$ – номер мостового перетворювача; N – кількість мостових перетворювачів; $\Delta P_i^P, \Delta P_i$ – розраховані та експериментальні значення перепаду тиску на виході мостових перетворювачів; F_0 – продуктивність задавача; F_i – значення витрати, розраховані за рівнянням витратної характеристики. Цікавим щодо ефективності розрахунку реологічних параметрів рідин може бути застосування в якості критерію не σ_F , а величини середньоквадратичного відхилення уявної швидкості зсуву σ_Γ :

$$\sigma_\Gamma = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\Gamma_i^P - \Gamma_i)^2}, \quad (13)$$

де Γ_i^P, Γ – розраховані та експериментальні значення уявної швидкості зсуву. Адекватною вважається та реологічна модель, для якої значення вибраного критерію оптимальності набуває мінімального значення.

3. Визначення реологічних параметрів за консистентними змінними τ_w і Γ полягає в тому, що знайдені N значень τ_{wi} і Γ_i консистентних змінних апроксимують рівнянням $\tau_w = f(\Gamma)$ [1]. Далі за рівнянням Рабиновича-Муні для кожного мостового перетворювача знаходять значення швидкості зсуву $\dot{\gamma}_w$, які застосовують для знаходження реологічних параметрів K, n наприклад моделі Гершеля-Балклі за такими формулами

$$n = \left(\ln \left(\frac{\tau_{w1} - \tau_0}{\tau_{w4} - \tau_0} \right) / \ln(\dot{\gamma}_{w1} / \dot{\gamma}_{w4}) \right), K = \frac{\tau_{w1} - \tau_{w2}}{\dot{\gamma}_{w1}^n - \dot{\gamma}_{w2}^n}, \quad (14)$$

4. Метод середніх [1] відрізняється від попереднього лише способом обробки даних. Спочатку для вибраної моделі за експериментальними значеннями τ_{wi} і Γ_i консистентних змінних розраховують значення швидкості зсуву $\dot{\gamma}_{wi}$ в кожному мостовому перетворювачі. Для прикладу розглянемо знаходження параметрів моделі Бінгама у вимірювальній системі, що складається з чотирьох послідовно з'єднаних мостових перетворювачів. Складемо систему рівнянь

$$\begin{cases} \sum_{i=1}^2 \tau_{wi} = 2\tau_0 + \eta \cdot \sum_{i=1}^2 \dot{\gamma}_{wi} \\ \sum_{i=3}^4 \tau_{wi} = 2\tau_0 + \eta \cdot \sum_{i=3}^4 \dot{\gamma}_{wi} \end{cases} \quad (15)$$

Розв'язок системи (15) дає значення реологічних параметрів

$$\eta = \frac{\sum_{i=1}^2 \tau_{wi} - \sum_{i=3}^4 \tau_{wi}}{\sum_{i=1}^2 \dot{\gamma}_{wi} - \sum_{i=3}^4 \dot{\gamma}_{wi}}; \tau_0 = \frac{1}{2} \left(\sum_{i=1}^2 \tau_{wi} - \eta \cdot \sum_{i=1}^2 \dot{\gamma}_{wi} \right). \quad (16)$$

За аналогічними формулами можна знайти параметри степеневі моделі, якщо її прологарифмувати.

5. Оцінку реологічних параметрів, наприклад моделі Бінгама можна здійснити на основі значень уявної в'язкості:

$$\mu_a = \frac{\tau_w}{\Gamma} = \frac{\Delta P \pi R^4}{8 \Delta L F} \quad (17)$$

Оскільки уявна в'язкість наближається до пластичної в'язкості η при великих швидкостях зсуву, то точніші значення отримують за сигналами двох мостових перетворювачів з меншими діаметрами трубок. Наприклад, якщо радіуси R_1, R_2 трубок мостових перетворювачів є найменшими, то оцінку значення пластичної в'язкості η^* можна здійснити за формулою

$$\eta^* = \mu_{a2} \cdot \left(\frac{\mu_{a1}}{\mu_{a2}} \right)^{\frac{1}{1-\Gamma_2/\Gamma_1}}, \quad (18)$$

де μ_{a1}, μ_{a2} – значення уявної в'язкості, розраховані за результатами вимірювання перепаду тиску в першому і другому мостових перетворювачах за формулою (17); Γ_1, Γ_2 – уявна швидкість зсуву рідини в трубках першого і другого мостового перетворювача відповідно. Для оцінки граничного напруження зсуву можна скористатись наближеною формулою

$$\tau_0^* = \frac{3}{4} \cdot (\tau_{w1} - \Gamma_1 \cdot \eta^*). \quad (18)$$

Похибка визначення η^* і τ_0^* за формулами (10) і (11) при швидкостях зсуву 500-2000 с^{-1} для бінгамівських рідин з різноманітним співвідношенням в'язкісних і пластичних властивостей не перевищує 10%.

Наведені методи визначення реологічних параметрів неньютонівських рідин в гідродинамічній вимірювальній системі за вихідними сигналами мостових перетворювачів реалізовані в програмному комплексі засобами середовища Matlab. Базовими моделями для інтерпретації течії неньютонівських рідин вибрані моделі Оствальда, Бінгама, Гершеля-Балклі, Кессона-Шульмана та узагальнена Гершеля-Балклі.

Вихідними даними для визначення параметрів сирої нафти, що досліджувалась за допомогою гідродинамічної системи, є перепади тиску у вихідних діагоналях мостових перетворювачів, їх конструктивні та режимні характеристики, які наведені в таблиці 1.

Таблиця 1

Вихідні дані для визначення параметрів

№ мостового перетворювача	1	2	3	4
Перепад тиску, кПа	12.95	7.5	5.3	2.9
Діаметр трубок, мм	4.000	5.000	6.002	7.990
Продуктивність задавача, л/год	100			

В таблиці 2 наведені результати розрахунку реологічних параметрів рідини описаними вище методами для трьох моделей: степеневі, Бінгама і Герше-

ля-Балклі. В другому методі з метою порівняння результатів вибранійі однако- вий критерій оптимальності σ_F та оптимізаційний метод Нелдера-Міда.

Таблиця 2

Значення реологічних параметрів, знайдених різними методами

№ ме- тоду	Значення реологічних параметрів						
	Степенева		Бінгама		Гершеля-Балклі		
	$K, \text{Па}\cdot\text{с}^n$	n	$\tau_0, \text{Па}$	$\eta, \text{Па}\cdot\text{с}$	$\tau_0, \text{Па}$	$K_1, \text{Па}\cdot\text{с}^n$	n
1	0.25877	0.7030	6.800	0.02458	2.412	0.11631	0.8071
2	0.23743	0.7165	5.388	0.02733	2.409	0.11492	0.8088
3	0.28108	0.7044	6.211	0.02439	3.431	0.06973	0.8737
4	0.25877	0.7030	7.595	0.02439	2.202	0.11505	0.8055
5	–	–	5.890	0.02574	–	–	–

Аналіз результатів розрахунку параметрів для цих моделей показує, що внаслідок залежності експериментальних значень перепадів тиску від двох- трьох реологічних параметрів похибка визначення одного з них, спричиняє по- хибку визначення іншого. Порівнюючи наведені методи, варто відзначити, що результати розрахунку за методами 1 і 3 залежать від того, сигнали яких мосто- вих перетворювачів застосовуються для опрацювання, тобто від вибору швид- костей зсуву. Тому ці методи доцільно поєднувати з методом середніх.

На рис.2 показані консистентні криві течії, розраховані за другим методом для моделей Оствальда, Бінгама, Гершеля-Балклі. Значення σ_F для вказаних моделей відповідно становлять $4.84373\cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{с}$, $6.90221\cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{с}$, $3.621591\cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{с}$. За вибраним критерієм адекватною є модель Гершеля-Балклі, для якої значення σ_F є мінімальним. В методі розрахунку реологічних параметрів за другим методом, крім зазначеного критерію оптимальності σ_F , застосовували також інші критерії оптимальності - σ_Γ і $\sigma_{\Delta P}$. Отримані результати розрахунку, відо- бражені в табл. 3 свідчать, що визначення реологічних параметрів за мінімумом σ_Γ забезпечує практично таку ж похибку, що і за мінімумом $\sigma_{\Delta P}$, але час роз- рахунку істотно менший за рахунок зменшення обчислювальних операцій.

Таблиця 3

Характеристики другого методу в залежності від вибраного критерію оптимальності

Критерій опти- мальності	$\tau_0, \text{Па}$	$\eta, \text{Па}\cdot\text{с}$	$\sigma_F, \text{м}^3/\text{с}$	$\sigma_\Gamma, 1/\text{с}$	$\sigma_{\Delta P}, \text{Па}$
σ_F	5.388	0.02733	6.90221e-007	59.55	325.6
σ_Γ	6.461	0.02552	1.12385e-006	31.72	164.7
$\sigma_{\Delta P}$	6.459	0.02551	1.12088e-006	31.73	164.6

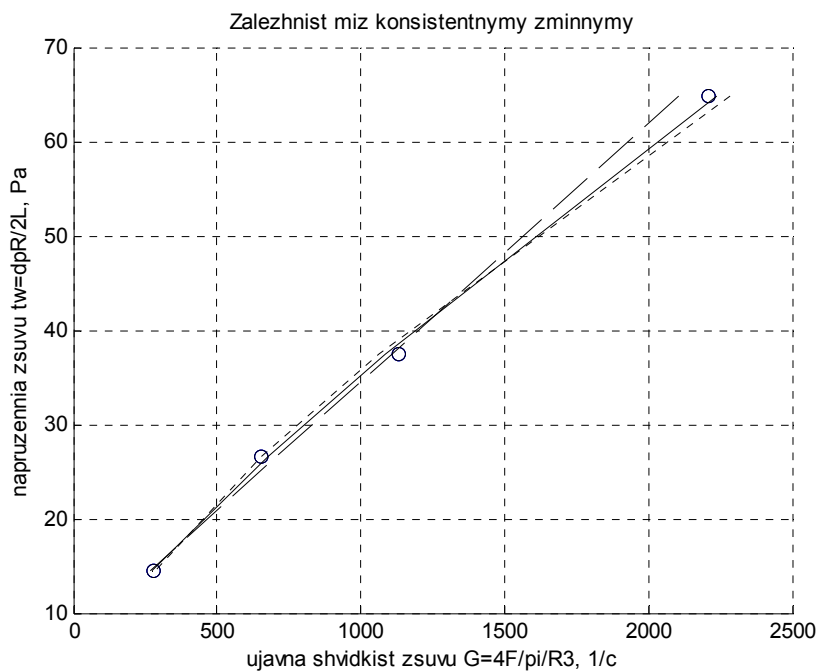


Рис. 2. Експериментальна (-o-) та консистентні криві течії реологічних моделей Оствальда (2), Бінгама (3), Гершеля-Балклі (4), розраховані за другим методом: (2) - “- - -” (3) - “- - -”; (4) - “—”.

Висновки. Для визначення реологічних параметрів за вихідними сигналами мостових перетворювачів гідродинамічної вимірювальної системи розроблений програмний комплекс, який складається з програмних модулів, в кожному з яких для вибраної реологічної моделі рідини реалізовані наведені вище методи. Результати опрацювання інформації показують, що одній і тій самій рідині в певному діапазоні швидкостей зсуву може бути підпорядковано декілька реологічних моделей, які за вибраним критерієм не поступаються одна другій.

Застосування того чи іншого реологічного рівняння для опису течії рідини визначається діапазоном швидкостям зсуву, який має відповідати умовам її застосування в технологічному процесі. Питання вибору адекватної реологічної моделі вирішується не тільки за мінімумом вибраного критерію, але й залежить від області застосування моделі та зручності її практичного використання.

Перспективою подальших досліджень буде розробка в програмному комплексі графічного інтерфейсу, який дозволить автоматично або в інтерактивному режимі вибирати реологічну модель рідини та розраховувати значення її реологічних параметрів.

Список літератури

1. Инженерная реология жиросодержащих пищевых продуктов / Арет В.А., Забровский Г.П., Николаев Б.Л., Николаев Л.К. - С-Пб: СПбГУНиПТ, 2002. – 294 с.
2. Пістун Є.П., Крих Г., Леськів Г.Ф. Моделювання газогідродинамічних вимірювальних перетворювачів на мостових дросельних схемах із постійною витратою // Методи та прилади контролю якості. – Ів.-Франківськ, 2003. – Вип. 10. – С. 87-89.
3. Крих Г. Б. Математичні моделі дросельних елементів гідродинамічних вимірювальних перетворювачів параметрів неньютонівських рідин // Теплоенергетика. Інженерія доквілля.

Автоматизация. Вісник Національного університету “Львівська політехніка”. – Львів:НУ “Львівська політехніка”, 2008. – № 617. -С. 122 - 129.

4. Определение реологических свойств буровых растворов по данным ротационной вискозиметрии / М.А.Мыслюк, А.А. Васильченко, Ю.М. Салыжин, Е.В. Кустурова // НТЖ. Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. – М.:ОАО «ВНИИОЭНГ», 2006. – № 12. – С.29-33.

5. Крих Г. Б. Особливості застосування реологічних моделей неньютонівських рідин. // Теплоенергетика. Інженерія докiлля. Автоматизація. Вісник Національного університету “Львівська політехніка”. – Львів:НУ “Львівська політехніка”, 2007. – № 581. – С. 71 - 82.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесарєвим В.В.
Надійшла до редакції 15.06.11*

УДК 622.6-52

© В.В. Ткачев, С.Н. Проценко, Р.В. Макитренко, П.Ю. Огеенко

ПРИМЕНЕНИЕ ИНВЕРСНЫХ УРОВНЕЙ СИГНАЛОВ НА ФИЗИЧЕСКОМ УРОВНЕ В CAN-СЕКМЕНТЕ

Дан анализ проблемы применения CAN технологий в горнодобывающей промышленности. Рассмотрена актуальность поиска решения для обеспечения искробезопасности CAN-сегмента. Предложено использование новой схемы организации физического уровня сегмента. Представлены модели, использованные для проведения экспериментов. По результатам экспериментов сделаны выводы о возможности применения предложенного решения.

Надано аналіз проблеми застосування CAN технологій в гірничодобувній промисловості. Розглянуто актуальність пошуку рішення для забезпечення іскробезпеки CAN-сегмента. Запропоновано використання нової схеми організації фізичного рівня сегмента. Представлені моделі, використані для проведення експериментів. За результатами експериментів зроблено висновки про можливість застосування запропонованого рішення.

The problem of CAN technology applying in the mining industry is analyzed. The search for an actual solution for intrinsically safe of CAN-segment is considered. Usage of the new organization scheme of the physical segment level is proposed. The models used for the experiments are presented. Conclusions according to the results of experiments of the applicability of the proposed solution are made.

Тенденции развития автоматизации процессов управления направлены на совершенствование технологических датчиков и увеличение объемов поступающей с них полезной информации, которая используется как для выработки соответствующего логически обоснованного воздействия со стороны исполнительных механизмов, так и для сбора статистических данных о протекании контролируемого процесса. Таким образом, современное управление технологическими объектами требует обеспечения надежного и быстрого канала связи для обмена большими объемами данных.

Такие интерфейсы как RS-485 и токовая петля морально устарели и не всегда способны справиться с поставленной перед автоматизацией задачей – низкая скорость обмена данными, малое число потребителей, отсутствие встроенных средств борьбы за канал и т.п. Пришедшие же им на смену современные

системы передачи информации хоть и отличаются высокими надежностью и скоростями обмена данными, но тоже не всегда способны удовлетворить потребности конкретных отраслей промышленности. Одним из лучших на данный момент решений может служить полевая шина CAN, которая имеет следующие преимущества: высокая помехоустойчивость, основанная на подавлении синфазных помех дифференциальным приемопередатчиком; работа встроенных механизмов обнаружения ошибок; повторная передача сообщений при обнаружении ошибок передачи; отключение неисправных узлов от обмена по шине и устойчивость к электромагнитным помехам.

Однако стандартные решения модулей со встроенным CAN-интерфейсом не удовлетворяют требованиям искро- и взрывобезопасности. В связи с этим в горной промышленности применение CAN может быть организовано только на основе специально заказываемого оборудования, что не всегда уместно в сложившихся промышленно-экономических условиях.

В качестве линии связи в горной промышленности наиболее целесообразно использовать пары телефонного кабеля. Телефонный кабель используется на большинстве горно-обогатительных комбинатах, и свойство телефонной пары сравнимы с витой парой.

Используя классическую схему подключения узлов к CAN-линии, показанную на рисунке 1, нет возможности реализовать искробезопасный CAN-канал, так как согласно данной схеме на каждом трансивере подтяжка к земле и питанию осуществляется посредством двух транзисторов из чего следует, что каждое устройство пропускает ток в линию при приеме/передаче.

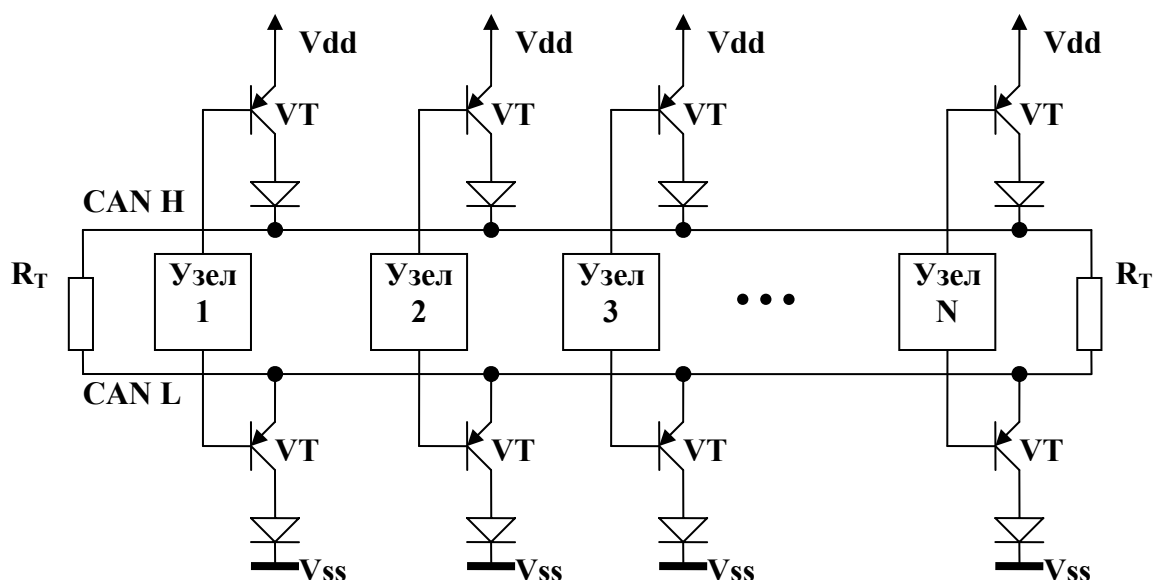


Рис. 1. Подключение к CAN-сегменту

Решением может служить использование схемы подключения, отображенной на рисунке 2.

В данной схеме используется два источника питания, и подтяжка к земле и питанию осуществляется двумя резисторами по краям. Схема обеспечивает искробезопасный CAN-канал благодаря падению напряжения на крайних резисторах.

сторах независимо от числа передающих устройств. Чтобы обеспечить инвертированный сигнал в линии связи используется дополнительный источник питания. Для уменьшения волны затухания с каждого конца линии установлено по одному блоку питания. Передаваемые контроллером в линию связи данные поступают на схему согласования уровней, которая реализована непосредственно в сетевых узлах.

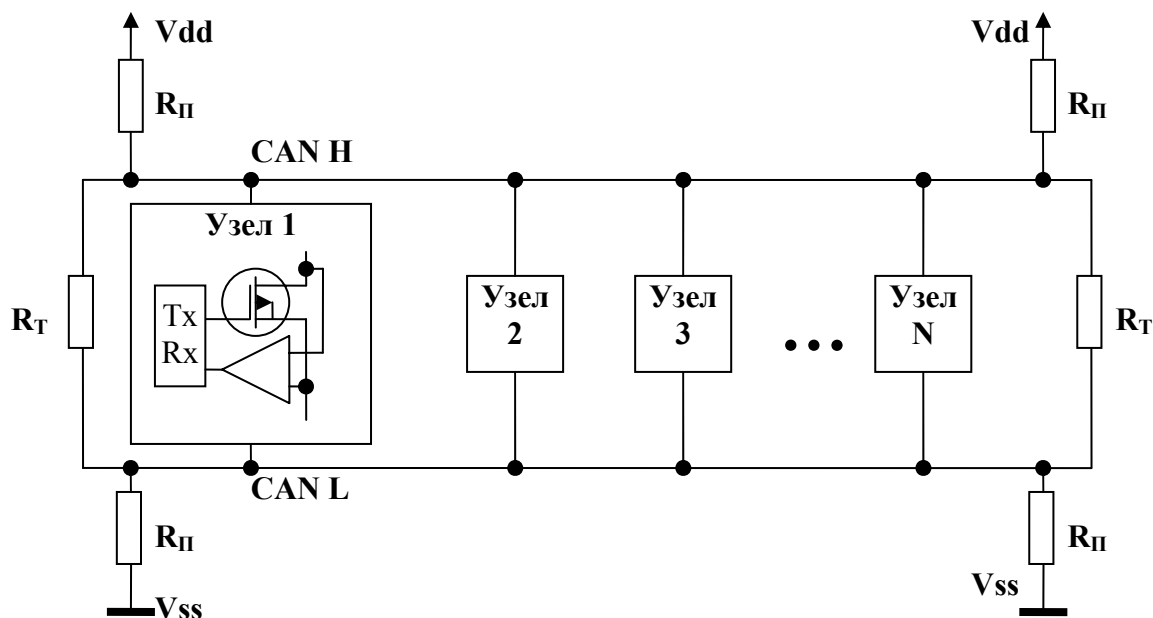


Рис. 2. Искробезопасная схема реализации CAN-сегмента

Для разработки имитационной модели CAN-трансивера в пакете имитационного моделирования Simulink математической системы Matlab использовались следующие элементы:

- SolverConfiguration, служит для задания параметров моделирования;
- ControlledVoltageSource. Управляемый источник напряжения, представляет идеальный источник напряжения и является достаточно мощным, чтобы поддерживать указанное напряжение на выходе независимо от тока, протекающего через источник;
- Simulink-PS Converter блок преобразует входной сигнал Simulink в физический сигнал. Используется для обеспечения связи Simulink источников на входы физической схемы сети;
- PulseGenerator - источник импульсного сигнала. Формирует прямоугольные импульсы;
- VoltageSensor. Блок датчика напряжения представляет идеальный датчик напряжения, устройство, которое преобразует напряжение измеряемое между двумя точками электрической цепи в физический сигнал;
- блок PS-SimulinkConverter конвертирует физический сигнал в выходной сигнал Simulink.

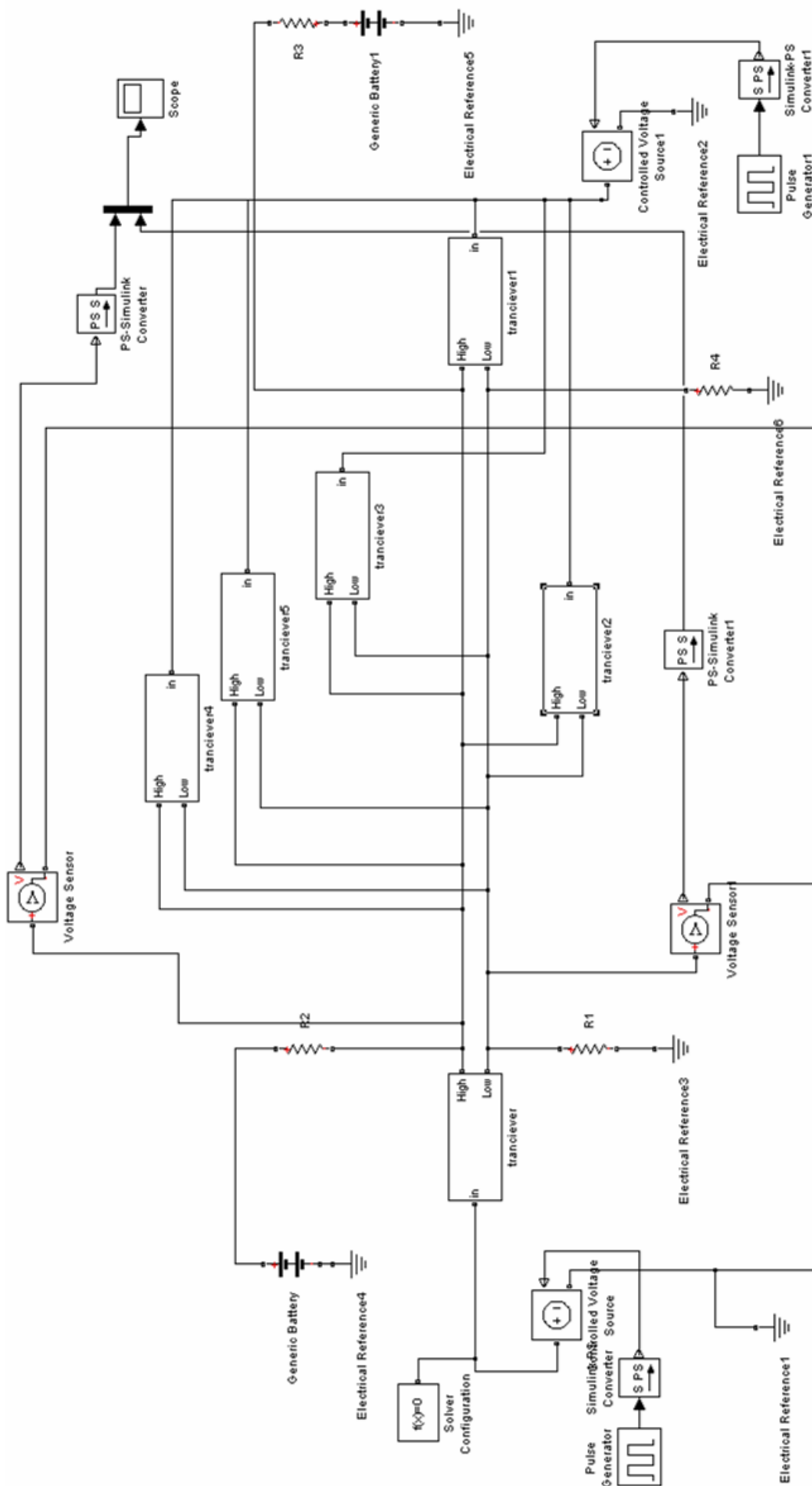


Рис. 3. Модель исследуемого CAN-сегмента с использованием инверсных уровней сигналов

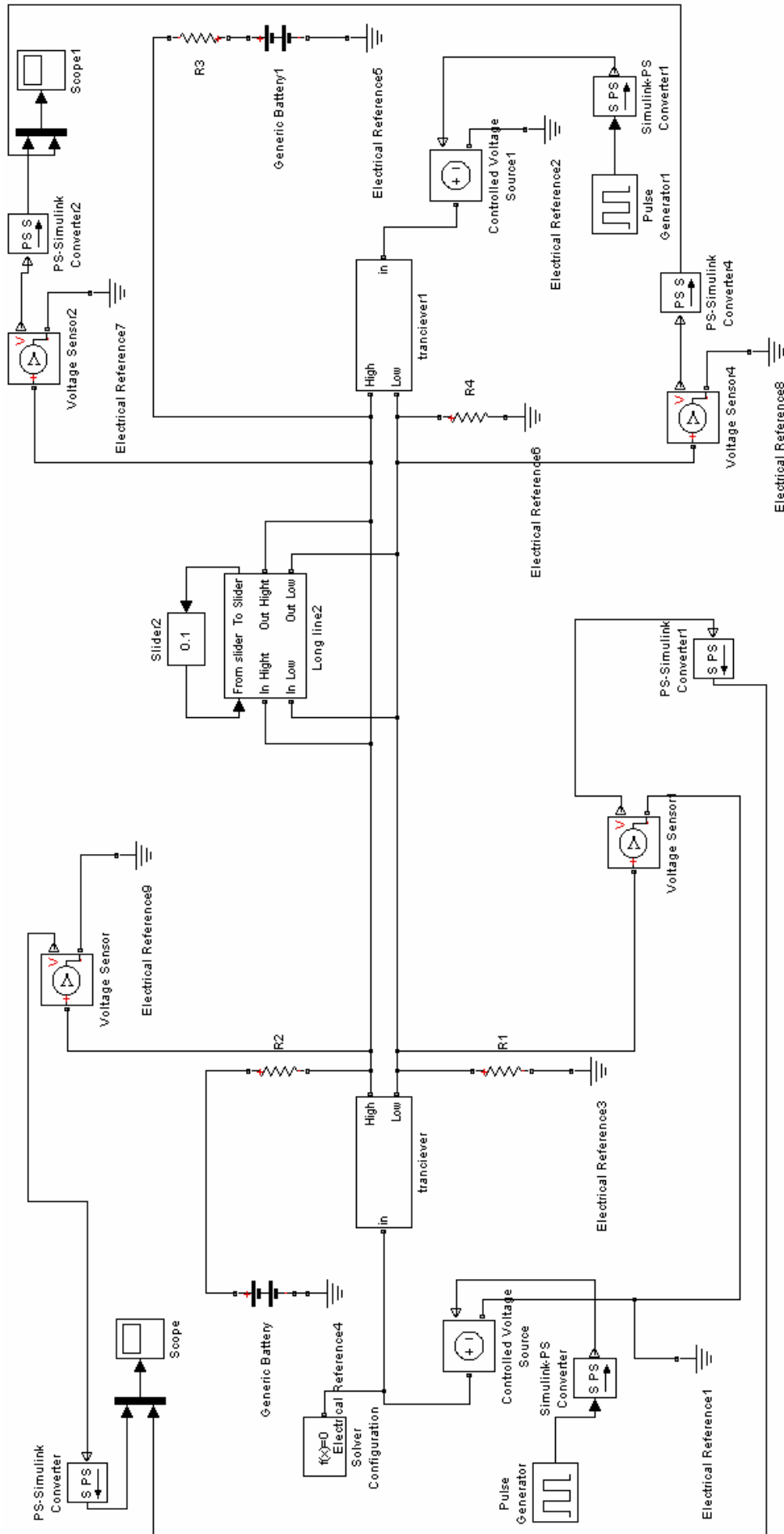


Рис. 4. Исследуемая модель CAN-сегмента при длине линии связи от 100 м до 4 км

- Осциллограф Scope. Строит графики исследуемых сигналов в функции времени. Позволяет наблюдать за изменениями сигналов в процессе моделирования;

- Подсистема (Subsystem) это фрагмент Simulink-модели, оформленный в виде отдельного блока.

Модель линии связи, на которой проводились испытания работоспособности приведенного выше решения, была также смоделирована в Simulink. Она представляет собой типовую RLC-цепочку.

С использованием модели были проведены следующие опыты:

- 1) передача/прием данных с использованием инверсных уровней (идеальные условия);
- 2) передача/прием при длине линии связи 100 м;
- 3) передача/прием при длине линии связи 1 км;
- 4) передача/прием при длине линии связи 4 км;
- 5) замыкание на землю кабеля CANL;
- 6) замыкание на землю кабеля CANH;
- 7) обрыв кабеля CANH;
- 8) обрыв кабеля CANL.

В первом опыте модель включала 1 передатчик и 5 приемников (рисунок 3), а в остальных 1 передатчик и 1 приемник (рисунок 4).

Результаты экспериментов представлены в виде графиков на рисунке 5, характеризующих доминантный и рецессивный уровни передаваемого сигнала.

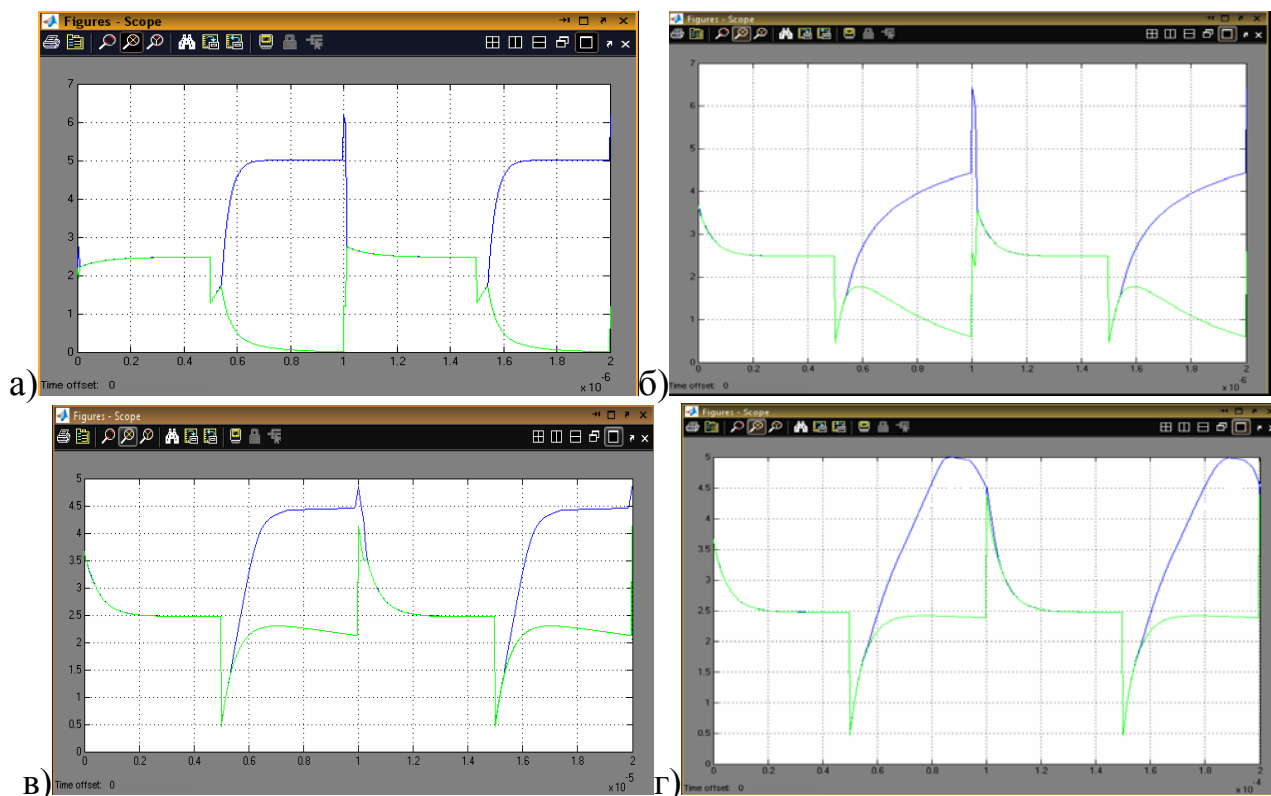
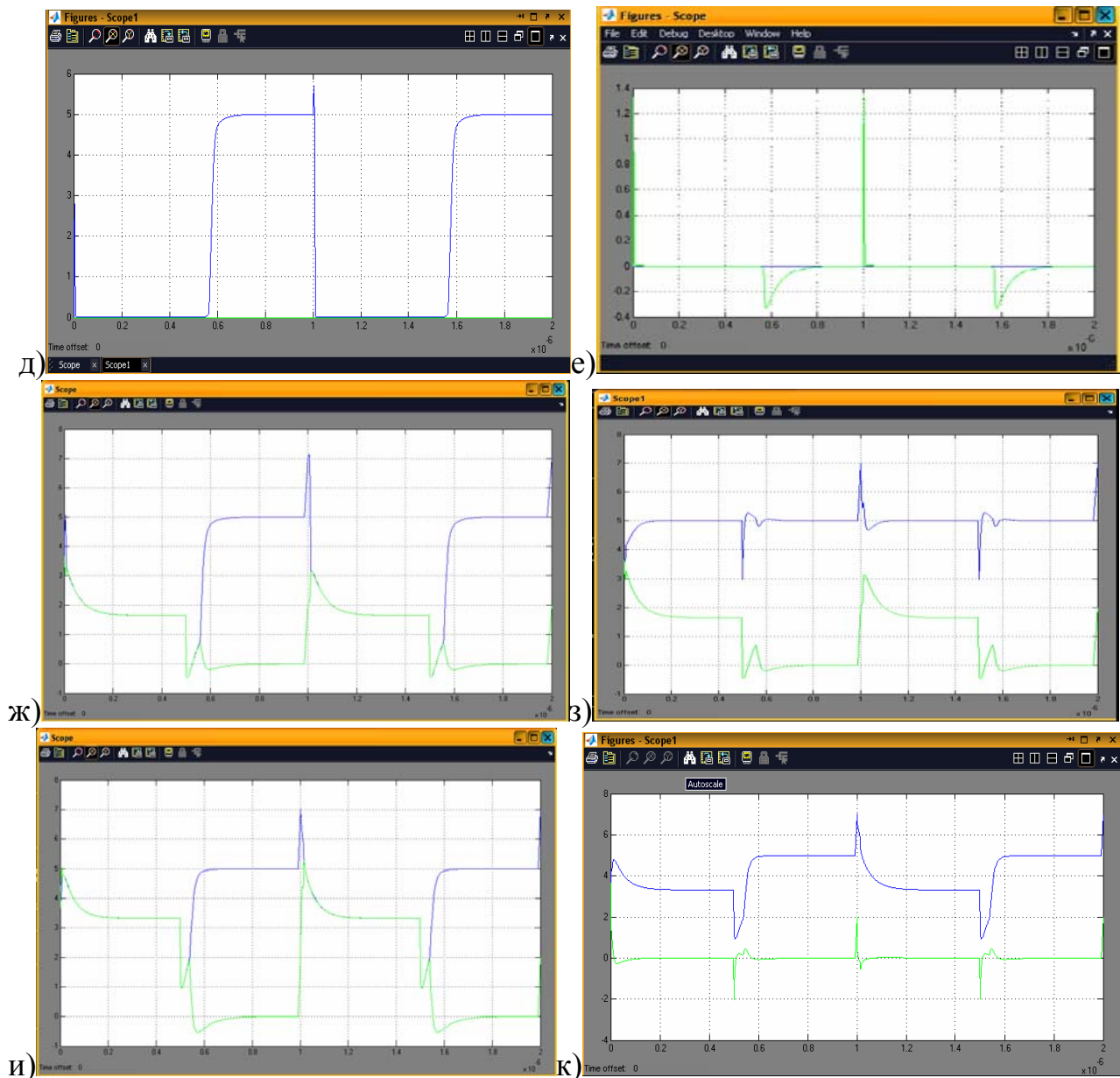


Рис. 5. а) опыт 1; б) опыт 2; в) опыт 3; г) опыт 4;



Продовження рис.5. д) опыт 5; е) опыт 6; ж) опыт 7 – передатчик; з) опыт 7 – приемник; и) опыт 8 – передатчик; к) опыт 8 – приемник

Результаты, представленные на рисунке 5, позволяют увидеть, что при применении данного метода, модель ведет себя адекватно и сохраняет свою работоспособность на протяжении всего времени моделирования. Разница между CANH и CANL при передаче рецессивного бита - 0 В, доминантного – от 2.5 В до 5 В, что позволяет дифференциальному операционному усилителю корректно определять состояние линии связи. Система остается работоспособной во всех исследованных режимах, кроме заземления CAN H, что характеризует значительное увеличение ее надежности при возможных замыканиях и обрывах кабеля. Использование инверсных уровней сигнала при передаче информации в линии связи обеспечивает снижение потребления приемо-передатчика и повышение искробезопасности сети.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 15.06.11*

ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДЛЯ ПОИСКА ОПТИМАЛЬНЫХ ПО СТОИМОСТИ РЕАЛИЗАЦИИ КОМБИНАТОРНЫХ ПЛАНОВ ЭКСПЕРИМЕНТА

Для повышения эффективности экспериментальных исследований разработаны программные средства, позволяющие получать математические модели объектов при минимальных временных и стоимостных затратах.

Для підвищення ефективності експериментальних досліджень розроблені програмні засоби, що дозволяють отримувати математичні моделі об'єктів при мінімальних часових та вартісних витратах.

For increase of experimental researches efficiency the software are developed, that allows to receive mathematical models of objects at the minimum time and cost expenses.

Постановка проблемы. Экспериментальные методы находят все большее применение в промышленности для оптимизации производственных процессов. Целью этих методов является поиск оптимальных уровней факторов, определяющих течение процесса производства. При этом важное значение приобретает повышение эффективности экспериментальных исследований, направленных на получение адекватной математической модели процесса при минимальных временных и стоимостных затратах.

Одно из важнейших направлений - создание методов построения математических моделей по результатам многофакторных экспериментов и статистическим данным, которые позволяют повысить эффективность исследований. Важными достоинствами методов планирования эксперимента являются также их универсальность и пригодность для многих областей исследования.

Для повышения эффективности исследований большое значение имеет разработка стратегии оптимального планирования эксперимента. В условиях промышленного эксперимента основная цель - извлечение максимального количества объективной информации о влиянии изучаемых факторов на производственный процесс с помощью наименьшего числа дорогостоящих наблюдений.

Анализ последних исследований и публикаций. При построении планов многофакторного эксперимента (МФЭ) обычно полагают, что опыты равноценны и пренебрегают стоимостью проведения эксперимента. Однако, опыты, в большинстве случаев, не являются равноценными и на стоимость реализации эксперимента существенное влияние оказывает порядок чередования уровней изменения факторов [1].

При активном эксперименте экспериментатор может менять значения факторов по заданной программе путем изменения порядка выполнения опытов, т.е. производя перестановку строк матрицы планирования эксперимента. При этом, в общем случае, будет меняться и стоимость изменения значений уровней факторов.

В работе [2] предложен комбинаторный подход к построению планов МФЭ, учитывающий стоимость изменения уровней факторов. Задача поиска оптимальных планов МФЭ является сложной комбинаторной задачей.

Среди зарубежных программных средств, разработанных для автоматизации процесса решения задач планирования, проведения и обработки данных эксперимента наибольшее распространение нашли программы "Design Expert", "Statistica", "Eosupport" и "IEEE Xplore" [3]. Однако, известные программные средства не учитывают специфику комбинаторных планов эксперимента и стоимость изменения уровней факторов. В связи с этим возникает необходимость разработки специализированных программных средств для поиска оптимальных комбинаторных планов.

Цель работы – разработка программных средств, позволяющих получать математические модели объектов при минимальных временных и стоимостных затратах, для повышения эффективности экспериментальных исследований.

Результаты исследований. Для автоматизации процесса поиска оптимальных комбинаторных планов разработан программный комплекс, состоящий из следующих программ.

Программа поиска оптимальных планов МФЭ [4] предназначена для автоматизации поиска оптимальных комбинаторных планов МФЭ с учетом стоимости изменения уровней факторов. В основе работы программы лежит генерация комбинаторных конфигураций, формирование соответствующих комбинаторных планов многофакторного эксперимента, оценка их характеристик и отбор оптимального по стоимости варианта. Схема алгоритма программы приведена на рис. 1.

Глубина поиска, способ генерации комбинаторных конфигураций задается. Программа реализована на языке "Delphi". Объем программы 540672 байта. Предусмотрено два режима поиска оптимального решения: случайный поиск и последовательная генерация возможных вариантов преобразований. Количество анализируемых вариантов может быть задано, а процесс поиска может быть прерван. Это позволяет найти решение, близкое к оптимальному, за приемлемое для пользователя время.

При завершении работы формируется выходной файл, в который записывается информация об исходных данных, матрицы планирования для минимального и максимального по стоимости реализации вариантов, время счета.

Для общения пользователя с ЭВМ разработан удобный интерфейс. На рис. 2 приведено основное окно программы.

Для запуска программы необходимо нажать на кнопку "Пуск". Если количество вариантов не задано, то остановка происходит путем нажатия клавиши "Esc".

Файл исходных данных имеет следующую структуру:

- описание количества опытов;
- описание количества факторов;
- описание исходной матрицы планирования эксперимента;
- описание стоимостей начальных, конечных изменений уровней факторов;
- описание стоимостей изменения уровней факторов при переходах между опытами.

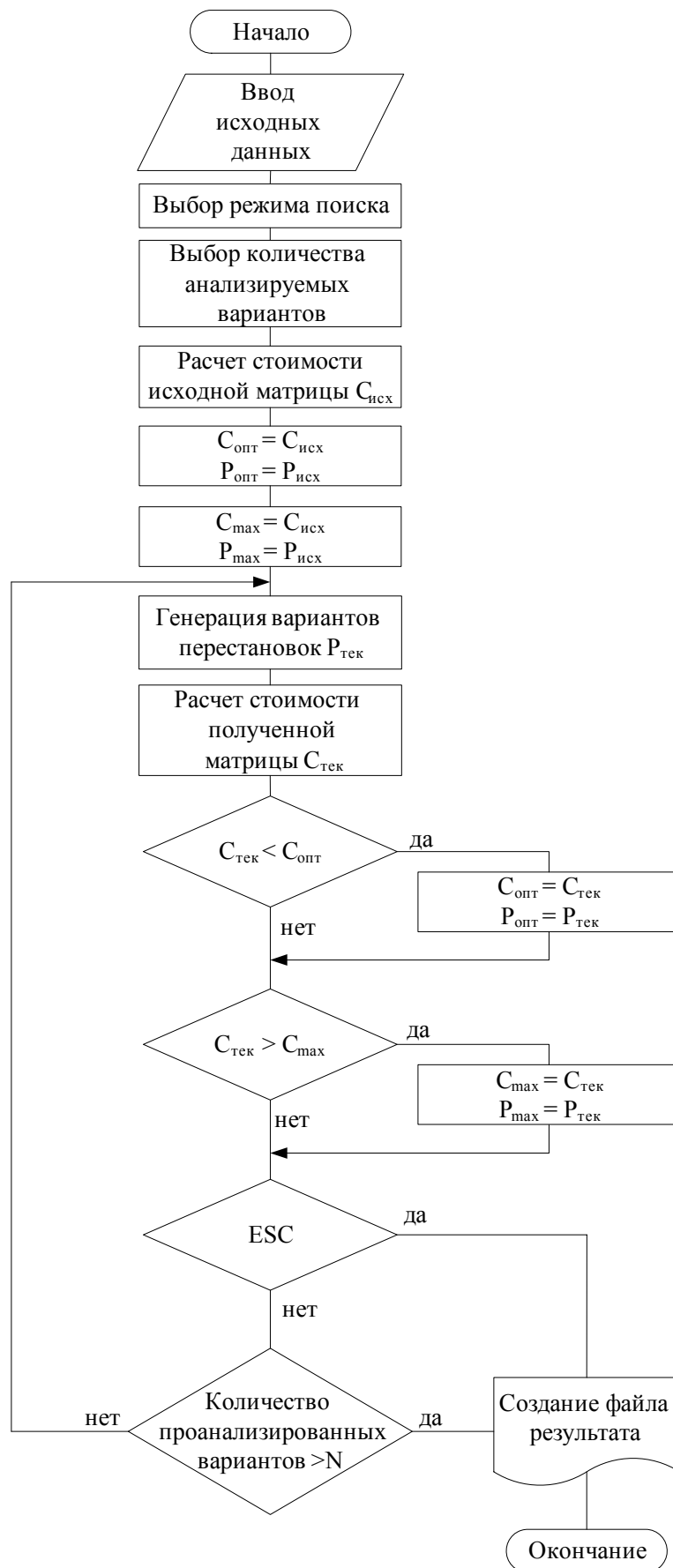


Рис. 1. Схема алгоритма программы

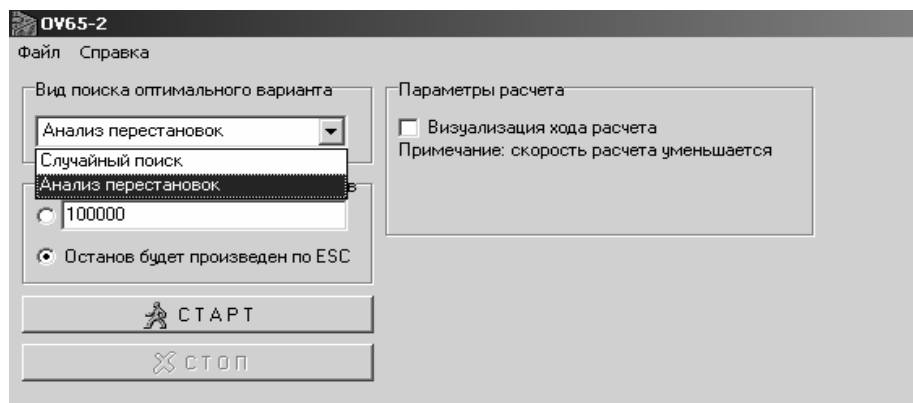


Рис. 2. Основное окно программы

Файл исходных данных для исходной матрицы планирования эксперимента, представленной в табл. 1, и стоимостей изменения уровней факторов, приведенных в табл. 2, имеет вид:

Таблица 1

Исходная матрица планирования эксперимента

Номер опыта	F1	F2	F3	F4	Номер опыта	F1	F2	F3	F4
1	-	-	-	-	9	+	-	-	-
2	-	-	-	+	10	+	-	-	+
3	-	-	+	-	11	+	-	+	-
4	-	-	+	+	12	+	-	+	+
5	-	+	-	-	13	+	+	-	-
6	-	+	-	+	14	+	+	-	+
7	-	+	+	-	15	+	+	+	-
8	-	+	+	+	16	+	+	+	+

Таблица 2

Стоимости изменения уровней факторов

Si \ Fi	F1	F2	F3	F4
Si-	0.45	0.05	0.85	0.14
Si+	0.31	0.15	0.92	2.18
Si-	0.49	1.26	1.95	1.16
Si+	0.33	1.76	2.1	0.92

16 4
 0 0 0 0 0 0 1 0 0 1 0 0 0 1 1
 0 1 0 0 0 1 0 1 0 1 1 0 0 1 1 1
 1 0 0 0 1 0 0 1 1 0 1 0 1 0 1 1
 1 1 0 0 1 1 0 1 1 1 1 0 1 1 1 1
 0.45 0.05 0.85 0.14
 0.31 0.15 0.92 2.18
 0.49 1.26 1.95 1.16
 0.33 1.76 2.1 0.92

В результате счета формируется файл результата с минимальным по стоимости порядком проведения опытов и оценка получаемого при его применении выигрыша.

Для приведенного выше примера файла исходных данных файл результата имеет вид:

"N = 16 K = 4

стоимость реализации исходной матрицы = 3.60E+01

проанализировано вариантов - 9006642

вид поиска - случайный поиск

минимальное решение:

вариант = 6131458 стоимость = 1.94E+01

порядок выполнения эксперимента :

номер : обозначение фактора
опыта : F 1 F 2 F 3 F 4

1 : - - - -
9 : + - - -
10 : + - - +
14 : + + - +
6 : - + - +
5 : - + - -
13 : + + - -
2 : - - - +
12 : + - + +
16 : + + + +
8 : - + + +
7 : - + + -
15 : + + + -
3 : - - + -
4 : - - + +
11 : + - + -

выигрыш : 1.9E+0000

Время счета : 00 час. 00 мин. 25.672 сек."

Минимальный по стоимости вариант, полученный методом случайного поиска в результате анализа 9006642 вариантов, приведен в табл. 3. Полученный оптимальный план имеет стоимость изменения уровней факторов в процессе проведения эксперимента в 1,9 раза меньше.

Программа [5] предназначена для автоматизации поиска оптимальных многоуровневых комбинаторных планов МФЭ с заданными ограничениями на перестановку опытов.

В отличие от предыдущей программы файл исходных данных содержит описание множество запрещенных переходов между опытами.

Матрица планирования эксперимента с минимальной стоимостью изменения уровней факторов

Номер опыта	F1	F2	F3	F4	Номер опыта	F1	F2	F3	F4
1	-	-	-	-	12	+	-	+	+
9	+	-	-	-	16	+	+	+	+
10	+	-	-	+	8	-	+	+	+
14	+	+	-	+	7	-	+	+	-
6	-	+	-	+	15	+	+	+	-
5	-	+	-	-	3	-	-	+	-
13	+	+	-	-	4	-	-	+	+
2	-	-	-	+	11	+	-	+	-

Разработанное программное обеспечение позволяет автоматизировать процесс решения задачи, сократить сроки разработки оптимальных по стоимости планов, повысить достоверность получаемых результатов, сократить время и стоимость проведения эксперимента.

Выводы. Разработанные программные средства для автоматизации исследования и построения оптимальных планов эксперимента имеют более широкие функциональные возможности и позволяют автоматизировать процесс решения задачи для комбинаторных планов эксперимента. Их можно эффективно использовать для моделирования различных объектов, которые позволяют осуществление на них активного эксперимента.

Список литературы

1. Адлер Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий (программное введение в планирование эксперимента) / Ю.П. Адлер, Е.В. Маркова, Ю.В. Грановский – М.: Наука, 1971. – 283 с.
2. Оптимальне планування експерименту при дослідженні технологічних процесів, приладів і систем: навч. посіб. / М.Д. Кошовий, О.М. Костенко, О.В. Заболотний та ін. – Х.: Нац. аерокосм. ун-т «Харк. авіац. ін-т», 2009.– 161 с.
3. Волков В.В. Планирование и обработка результатов при помощи программного средства EOSUPPORT/ Вестник ДГТУ, 2008.- Т.8, - №2, С. 120-126.
4. Комп'ютерна програма “Програма синтезу планів багатфакторного експерименту” / М.Д. Кошовий, С.Г. Бестань, Г.В. Дергачова, М.В. Цеховський, В.П. Сіроклін // Свідоцтво про реєстр. авторського права на твір № 18150. – Зареєстр. в Держ. департ. інтелектуальної власності Мін. освіти і науки України 03.10.2006 р.
5. Комп'ютерна програма “Програма пошуку оптимальних багаторівневих комбінаторних планів багатфакторного експерименту з заданими обмеженнями” / М.Д. Кошовий, О.М. Костенко, В.А. Дергачов // Свідоцтво про реєстр. авторського права на твір № 36589. – Зареєстр. в Держ. департ. інтелектуальної власності Мін. освіти і науки України 18.01.2011 р.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ткачовим В.В.
Надійшла до редакції 21.06.11*

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИЧИННО-СЛЕДСТВЕННЫХ СВЯЗЕЙ ДИАГНОСТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ И СОСТОЯНИЙ СИСТЕМЫ ВНУТРИФАБРИЧНОГО ГИДРОТРАНСПОРТА

Представлены результаты исследования причинно-следственных связей между диагностическими параметрами системы внутрифабричного гидротранспорта обогатительных фабрик и ее состояниями.

Представлені результати дослідження зв'язків між діагностичними параметрами системи внутрішньофабричного гідротранспорту збагачувальних фабрик та її станами.

Results are presented of research of prichinno-sledstvennih communications between the diagnostic parameters of the system of the vnutrifabrichnogo hydraulic conveying of concentrating factories and by its states

Постановка проблемы. Наиболее эффективным контролем в период рабочей эксплуатации является непрерывный контроль представительских диагностических параметров оценки технического состояния гидро-транспортных систем для раннего выявления зарождающихся дефектов, выявления причин и координат возникновения дефектов, оценки тенденции смены текущего технического состояния.

Сложная горная электромеханическая система состоит из ряда конструктивных элементов, соединенных соответственно определенной заданной структуре. В зависимости от места включения элемента его отказ может вызвать или нарушение работоспособности отдельного узла или системы в целом. При этом реальная сложность функциональных связей между составляющими элементами систем гидротранспорта и множество их структурных параметров весьма затрудняют формализацию описания движения всей системы. Для решения этой задачи анализируемую систему целесообразно разделить на подсистемы и т.д., проведя таким образом структурную декомпозицию. После проведения таковой, любую из подсистем на любом уровне можно рассматривать отдельно от системы в целом и от смежных подсистем.

Цель работы – исследование причинно-следственных связей между диагностическими параметрами системы внутрифабричного гидротранспорта и ее состояниями.

Результаты исследований. Во множестве элементов и узлов диагностируемой конструкции, исходя из условия максимальной экономической эффективности и быстродействия, необходимо выделить такие узлы, отказы которых вызовут в системе наиболее опасные и экономически невыгодные последствия. Такие узлы называются слабыми. Выявление таких узлов и оценку их критичности для системы выполняют при помощи коэффициента повторяемости неисправностей, их средней частотой, стоимостными и трудовыми затратами на устранение пропущенных отказов и проведение процесса диагностирования.

Протекающие в объектах и системах процессы, могут быть выражены математически неким оператором $W_0(a, x, t)$, где $a(a_1, \dots, a_i, \dots, a_n)$ – вектор параметров оператора; a_i – i -й параметр; x – входной сигнал; t – время.

Задача определения качественных параметров, которые могут быть использованы в диагностических целях, представляется следующим образом.

Имеется некоторый объект, описываемый оператором $W_0(a, x, t)$, и принадлежащий к классу операторов Ω_W . На его вход поступают сигналы x , принадлежащие к некоторому множеству Ω_x . Необходимо выбрать оператор $W_k(\mathcal{E}, x, t)$, который при минимальном числе параметров оператора a_i будет в пределах заданной точности аналогичен оператору $W_0(a, x, t)$. Тогда \mathcal{E} будет содержать искомые качественные параметры.

Система гидротранспорта получает такие входные сигналы, как температура и плотность пульпы, ее дисперсность, вязкость, сжимаемость, критическая скорость течения; сила тока и его напряжение, и обладает такими параметрами, как частота вращения привода, частота вращения рабочего колеса, объемно-массовые параметры всех деталей системы гидротранспортирования, высота подъема, напор, подача КПД и высота всасывания.

Как показано в работах [1-3], для диагностирования состояния системы гидротранспорта можно использовать в качестве основного источника информации показания мгновенной потребляемой мощности приводного электродвигателя шламового насоса, а в качестве дополнительных источников – показания плотности пульпы, ее гранулометрического состава, положения регулирующей заслонки, и требования режимов работы смежных с гидротранспортной системой производственных циклов. Кроме того, для верной оценки данных работы гидротранспортной системы необходимо иметь информацию о размере и конфигурации трубопровода и конструкции шламового насоса.

Для более детального исследования качественных параметров, которые могут быть использованы в диагностических целях, проведем анализ и классификацию неисправностей систем гидротранспортирования.

В результате анализа документации на насосы различных фирм-производителей, а также из ряда других источников были выявлены следующие типичные неисправности гидротранспортных систем (табл. 1).

Данный список неисправностей гидротранспортных систем можно считать охватывающим весь спектр возможных неисправностей. Однако для определения конкретной неисправности, а также ее предпосылок и, что несомненно важно, последствий этой аварийной ситуации, необходимо составить классификацию неисправностей, с указанием причин отказов и последствий каждой конкретной аварийной ситуации.

После анализа документации по неисправностям и нештатным ситуациям на гидротранспорте сформирован граф причинно-следственных связей аварийных ситуаций, неисправностей и их симптомов.

На приведенной таблице классификации причин отказов можно видеть систему взаимосвязей неисправностей гидротранспортной системы, т.е. возможную последовательность аварийных ситуаций, которые могут возникнуть при несрабатывании защитной автоматики и невмешательстве персонала.

Типичные неисправности гидротранспортных систем

	Деталь\неисправность	Витковое замыкание	Перегрев	Трещина	Разрушение	Коррозия	Перекручивание	Стирание	Сквозное отверстие	Протечка	Прогиб	Уплотнение	Расшатывание	Выгорание контактов
Двигатель	Ротор	+	+	+	+	+								+
	Статор	+	+	+	+	+								+
	Муфта			+	+			+						
	Вал			+	+	+	+				+			
	Рабочее колесо			+	+	+								
	Корпус насоса			+		+			+	+				
Подшипники	Ролики		+		+			+						
	Смазочные кольца		+	+	+	+		+						
	Крышки		+	+	+	+		+						
	Сальники							+	+	+		+		
	Опоры			+	+	+								
	Фундамент			+	+	+								+
	Подводящий трубопровод			+	+	+			+	+				+
	Отводящий трубопровод			+	+	+			+	+				+
	Соединение Ротор-Муфта				+									+
	Соединение Вал-Муфта				+									+
	Соединение Вал-Рабочее колесо				+									+
	Соединение Опора-Подшипник				+									+
	Соединение Опора-Фундамент				+									+
	Соединение Насос-Трубопроводы				+				+	+				+
	Соединение Проводка-двигатель		+	+										
	Электропроводка	Обрыв	Замыкание											

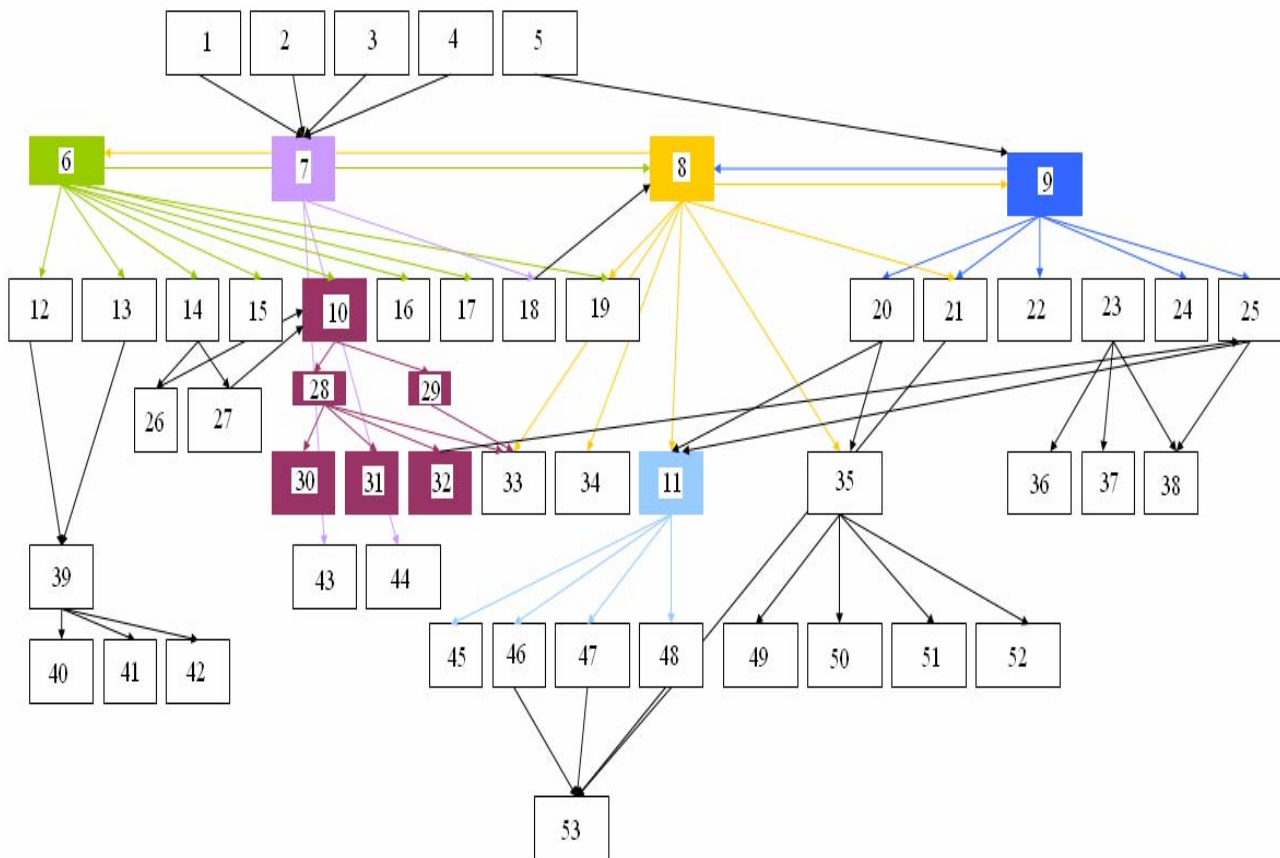


Рис. 1. Граф причинно-следственных связей аварийных ситуаций, неисправностей и их симптомов:

- 1 - Повреждение обмоток статора электродвигателя; 2 - Выход из строя соединительной муфты; 3 - Выгорание контактов магнитного контактора; 4 - Разрыв вала в поперечном направлении; 5 - Выход из строя подшипников; 6 - Недостаточный напор; 7 - Отключения и незапуск двигателя; 8 - Повышенная вибрация всего агрегата; 9 - Перегрев подшипников; 10 - Протечка в уплотнении; 11 - Механические повреждения в насосе; 12 - Несоответствие напора расчетному значению; 13 - Несоответствие подачи расчетному значению; 14 - Воздушная подушка; 15 - Неправильное вращение ротора; 16 - Засорение проточной части насоса; 17 - Снижение скорости вращения двигателя; 18 - Ослабление контактов электроподсоединения; 19 - Работа в кавитационном режиме; 20 - Повышенные нагрузки на подшипник; 21 - Нарушение центровки валов насоса и двигателя; 22 - Неверный зазор между обоймой и крышкой подшипника; 23 - Проблемы со смазкой; 24 - Износ вкладышей; 25 - Попадание на подшипники пульпы; 26 - Подсос воздуха; 27 - Недостаточное заполнение рабочей жидкостью; 28 - Протечка и уплотнение сальника; 29 - протечка уплотнения насоса; 30 - затвердение набивки; 31 - Мало набивки; 32 - Не поджат сальник; 33 - Превышение высоты подъема; 34 - Витковое замыкание в двигателе; 35 - Конструктивный брак при установке; 36 - Неправильное количество смазки подшипников; 37 - Неверный выбор смазки; 38 - Засорение смазки; 39 - Увеличение сопротивления трубопровода; 40 - Засорение трубопровода; 41 - Опущена заслонка; 42 - Повреждение трубопровода; 43 - Срабатывание защитной автоматики; 44 - Срабатывание предохранителей; 45 - Износ деталей проточной части; 46 - Прогиб вала; 47 - Механическое повреждение рабочего колеса; 48 - Нарушение балансировки рабочего колеса; 49 - Недостаточная жесткость крепления всего агрегата; 50 - Неправильная расточка соединительных муфт; 51 - Непрочный фундамент; 52 - Напряжение, создаваемое неверно подключенными трубами; 53 - Задевание движущихся деталей о неподвижные.

После дальнейшей обработки и декомпозиции данного графа, а также сводной таблицы неисправностей (табл. 1), получены таблица содержащая список деталей, список неисправностей для каждой из них, список симптомов, сопровождающих каждую неисправность и методы диагностики и ремонта.

По результатам анализа данной таблицы были сформированы графы Деталь-Неисправность-Симптом для каждой из деталей. На рис. 2 представлен такой граф для вала насоса, а на рис. 3 – граф для ротора приводного двигателя.

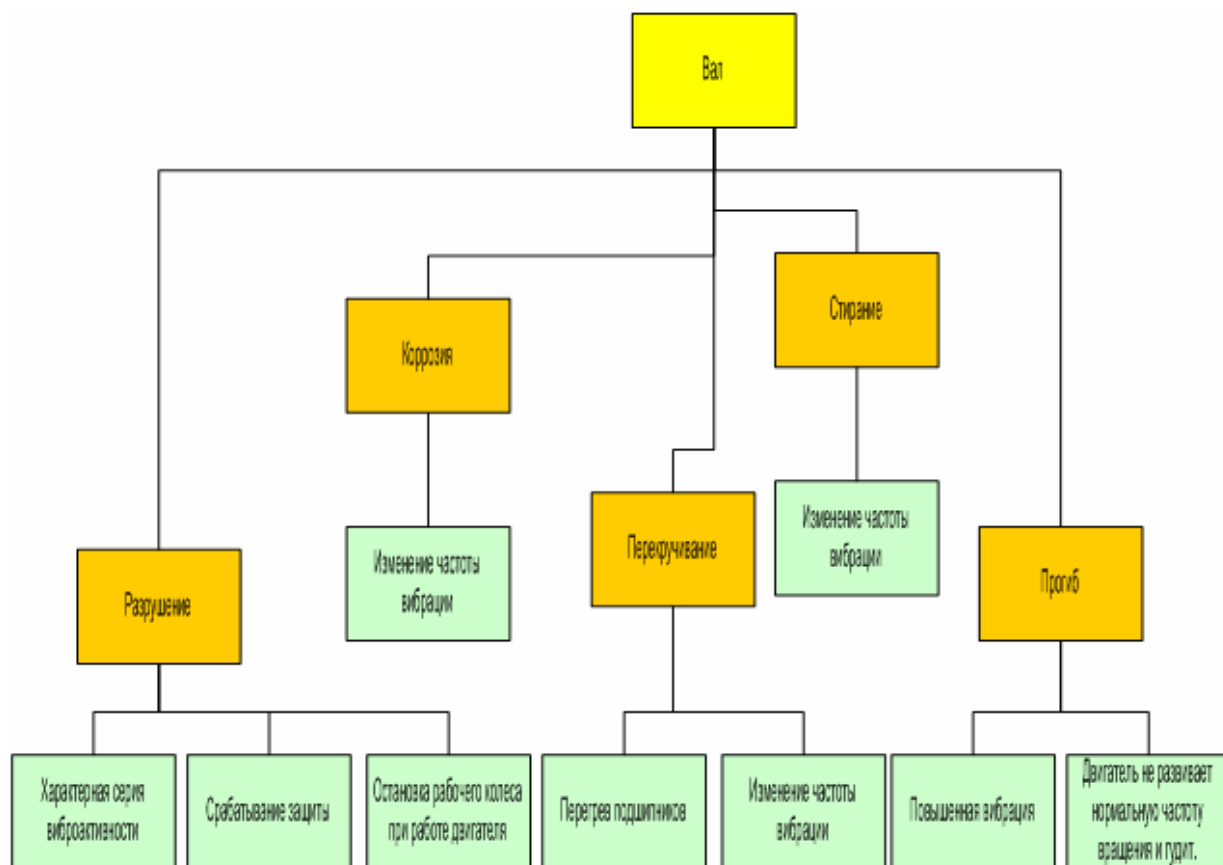


Рис. 2. Граф Деталь-Неисправность-Симптом для вала насоса

Поскольку любая аварийная ситуация на производстве нежелательна, а при непрерывно работающей системы влечет за собой остановку всех смежных циклов производства, то главной задачей систем контроля и управления является недопущение аварийной ситуации, а при невозможности предотвращения – выбор стратегии наименьших потерь, которая заключается в выборе такой точки останова процесса гидротранспортирования, в которой затраты на ремонт минимальны, а скорость ремонта – максимальна.

Как показал проведенный анализ зависимостей различных параметров к состоянию системы в целом, зависимость между спектральным контролем потребляемой мгновенной мощности и общим состоянием агрегата составляет от 89% до 91,5%.

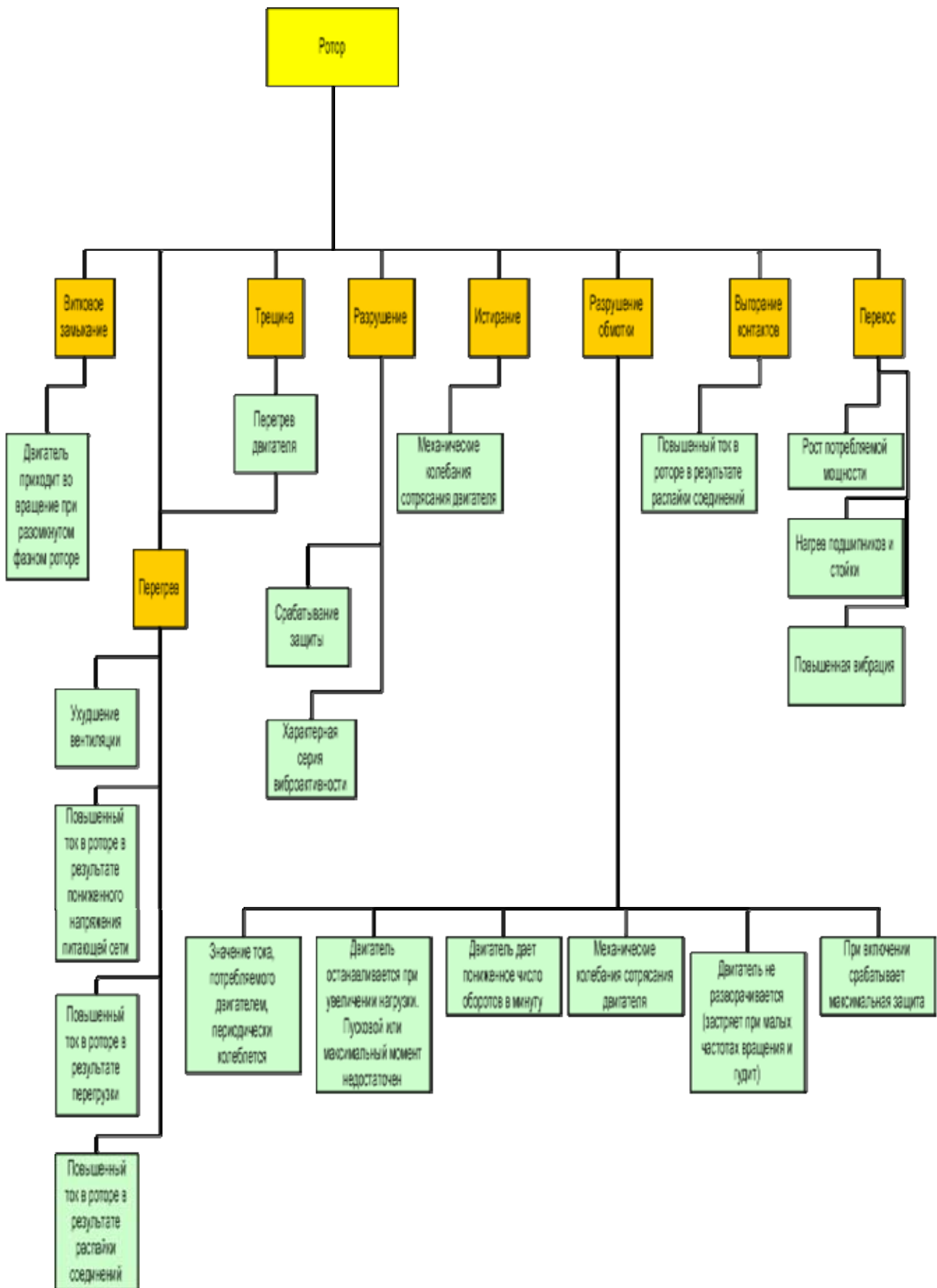


Рис. 3. Граф Деталь-Неисправность-Симптом для ротора приводного двигателя

А зависимость от суммы таких параметров как мгновенная мощность, положение заслонки, плотность пульпы при известных технических параметрах трубопроводной системы составляет 97-98,3%. Таким образом, можно сделать вывод, что контроль вышеупомянутых параметров позволит проводить технологически обоснованный контроль состояния гидротранспортной системы.

Список литературы

1. Приходченко С.Д. Зависимость спектра потребляемой мощности электродвигателя от физических параметров механизма. // Геотехническая механика. Межвед. сб. науч. работ. Институт геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2006. – Вып. 64. – с. 123-129.

2. Приходченко С.Д. Анализ результатов промышленных испытаний двигателей шламовых насосов. // Геотехническая механика. Межвед. сб. науч. работ. Институт геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2007. – Вып. 69. – с. 84-90

3. Приходченко С.Д. Экспериментальное исследование процесса гидротранспортирования шлама по потребляемой двигателем насоса мощности // Гірнична електромеханіка та автоматика: наук.-техн. зб. – Дніпропетровськ, НГУ, 2006 – вип 77. – с. 113-119

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 14.06.11*

УДК 621.391.14:519

© М.А. Алексеев, Е.Л. Холод

КОНТРОЛЬ ЗАГРУЗКИ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ РУДОЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОСТРАНСТВЕННО-ВРЕМЕННЫХ СПЕКТРОВ АКУСТИЧЕСКОГО СИГНАЛА

Предложен метод контроля параметров заполнения мельницы рудой с использованием частотно-волновых спектров акустического сигнала. Метод также позволяет определить координаты источника сигнала и оценить состояние футеровки мельницы.

Запропоновано метод контролю параметрів заповнення млина рудою з використанням частотно-хвильових спектрів акустичного сигналу. Метод також дозволяє визначити координати джерела сигналу і оцінити стан футеровки млина.

Proposed a method to control the parameters of filling the mill with ore using a frequency-wave spectra of the acoustic signal. The method also allows to determine the coordinates of the source to evaluate the condition of the lining mill.

Введение. Процесс измельчения сырья, используемый в различных отраслях промышленности, характеризуется высокой ресурсоемкостью, и заставляет Поэтому актуальна разработка эффективных методов контроля параметров барабанных мельниц.

Для контроля измельчения исходного сырья необходимо определение динамических параметров шаровой мельницы. Такими параметрами являются акустические и энергетические сигналы мельницы, по которым можно судить

об эффективности и скорости измельчения материала. При функционировании шаровых мельниц, которые являются сложными динамическими системами, состоящими из множества взаимодействующих подсистем, возникают возмущающие силы и моменты, приложенные в различных местах объекта. Реакцией динамической системы на возмущающие силы являются механические и звуковые колебательные процессы, то есть вибрация и звуковой сигнал, которые зависят от величины, характера и места действия возмущающих сил. Поэтому задача управления барабанными мельницами управления может быть решена более эффективно, когда, наряду с оценкой параметров сигналов как реакции возмущающей силы, можно соотнести изменения в спектре сигналов и местоположение источников сигналов в объекте.

Анализ существующих достижений и публикаций. Величина, характер и место действия возмущающих сил адекватно связаны с состоянием объекта управления [1]. Взаимодействие порожденных сигналов с широким частотным спектром большого количества источников приводит к сложной волновой картине в исследуемых точках объекта. При этом вследствие перекрытия спектров сигналов различных источников трудно, а порой невозможно соотнести изменения в спектре Фурье временной реализации звукометрического сигнала с местоположением источника сигнала в объекте. Это является одной из трудностей при контроле параметров шаровой мельницы по звукометрическому сигналу. Для преодоления этой трудности была исследована возможность применения частотно-волнового спектрального анализа звукометрического сигнала при управлении шаровыми мельницами.

Как известно, процесс управления состоит из получения информации о цели управления, обработке информации о результатах управления, выработке и исполнении принятого решения. Решение задач управления объектами АСУ ТП в значительной степени основывается на обработке временных сигналов. Однако для многих объектов характерно изменение процессов, сопутствующих функционированию объекта не только во времени, но и в пространстве. Совместное определение частотно-волновых характеристик процессов позволяет получить информативные классификационные признаки [2]. Естественной моделью таких процессов будут случайные поля, образованные суперпозицией бегущих волн от различных источников (например, акустическое поле, возникающее из-за соударений шаров и материала друг с другом и о футеровку при работе барабанной мельницы). Рассмотрим возможности применения частотно-волновых спектров Фурье для формирования информативных признаков при контроле параметров объектов управления.

Формулировка цели и задачи исследований. Целью работы является разработка метода контроля параметра заполнения рудой барабанной мельницы на основе использования частотно-волнового спектрального анализа акустического сигнала мельницы.

Изложение основного материала исследований. Для объектов, находящихся в состоянии статистического равновесия, применимы методы анализа стационарных однородных полей. Для получения признаков, инвариантных к

временному и пространственному сдвигу, используем в качестве признаков частотно-волновой спектр Фурье [3]. Пространственно-временную функцию $S(t, \mathbf{v})$ можно представить в виде разложения Фурье следующим образом (для случая плоских волн):

$$S(t, \mathbf{v}) = \int_{-\infty}^{\infty} \int G(f, \mathbf{k}) \exp[2\pi j(ft - \mathbf{k}\mathbf{v})] dt d\mathbf{k} , \quad (1)$$

где $\exp[2\pi j(ft - \mathbf{k}\mathbf{v})]$ - монохроматическая волна; \mathbf{v} - вектор, определяющий координаты точки, в которой оценивается $S(t, \mathbf{v})$; \mathbf{k} - векторное волновое число (вектор "пространственной частоты"); $G(f, \mathbf{k})$ - взаимная по пространству спектральная плотность.

Тогда частотно-волновой спектр, связанный преобразованием Фурье с взаимной по пространству спектральной плотностью, можно представить в виде [3]:

$$E(\mathbf{k}, f) = \int_{-\infty}^{\infty} G(f, \mathbf{k}) \exp(-j\mathbf{k}\mathbf{v}) d\mathbf{v} \quad (2)$$

или с функцией частотно-волновой корреляции в виде:

$$E(\mathbf{k}, f) = \int_{-\infty}^{\infty} \int R(\tau, \mathbf{v}) \exp[-j2\pi(ft - \mathbf{k}\mathbf{v})] d\tau d\mathbf{v} , \quad (3)$$

где многомерная автокорреляционная функция равна математическому ожиданию $R(\tau, \mathbf{v}) = M[S(t, \mathbf{v}_0)S(t + \tau, \mathbf{v}_0 + \mathbf{v})]$.

Рассмотрим монохроматическую волну вида [3]:

$$S(t, \mathbf{v}) = A \cos[2\pi f_0(t - \boldsymbol{\alpha}\mathbf{v}) + \Theta] = a \cos[2\pi(f_0 t + \mathbf{k}\mathbf{v}) + \Theta] , \quad (4)$$

где $\boldsymbol{\alpha}$ - вектор, указывающий направление распространения волны; Θ - случайная переменная, равномерно распределенная в $[0, 2\pi]$.

Частотно-волновой спектр для этого случая можно представить [3]:

$$\begin{aligned} E(f, \mathbf{k}) &= \int_{-\infty}^{\infty} \int (A^2/2) \cos[2\pi(f_0\tau - \mathbf{k}\mathbf{v})] \exp[-j2\pi(ft - \mathbf{k}\mathbf{v})] d\tau d\mathbf{v} = \\ &= (A^2/4) [\delta(f - f_0, \mathbf{k} - \mathbf{k}_0) + \delta(f + f_0, \mathbf{k} + \mathbf{k}_0)] . \end{aligned} \quad (5)$$

Частотно-волновой спектр, определяемый (5), является дельта-функцией, сосредоточенной на частоте f_0 и волновом числе \mathbf{k}_0 . Это предопределяет возможность использования частотно-волнового спектра для определения направления распространения бегущей волны.

В системы цифровой обработки случайных полей обычно поступают массивы чисел, полученные путем дискретизации поля по пространственным переменным. Для случайных полей интервал дискретизации должен быть выбран

так, чтобы прямоугольная область, ограниченная верхними граничными частотами волнового спектра ($k_{xгр}$, $k_{yгр}$), лежит внутри прямоугольной области, определяемой половинами частот дискретизации ($k_{xd}/2$, $k_{yd}/2$). Следовательно, должны выполняться известные неравенства $k_{xгр} \leq k_{xd}/2$, $k_{yгр} \leq k_{yd}/2$. Это условие эквивалентно теореме Котельникова о дискретизации одномерных сигналов, в которой сформулировано требование, что частота дискретизации должна хотя бы вдвое превышать наивысшую частоту спектра сигнала.

Если положить, что измерение значений поля осуществляется в отдельных точках, то для оценки частотно-волнового спектра, базирующейся на оценке взаимной спектральной плотности мощности, можно использовать следующее выражение:

$$\hat{E}(f, \mathbf{k}) = \frac{1}{M^2} \sum_{i=1}^M \sum_{l=1}^M W_i W_l \hat{G}_{il} \exp[j\mathbf{k}(\mathbf{v} - \mathbf{v}_0)], \quad (6)$$

где W_i - веса, контролирующие форму окна по волновому числу; \mathbf{v}_i - вектор, определяющий положение i -той точки поля.

На рис.1 представлена схема определения решетками датчиков частотно-волнового спектра звукометрического сигнала, излучаемого шаровой мельницей, с возможностью определения координат источника максимального излучения звукометрического сигнала.

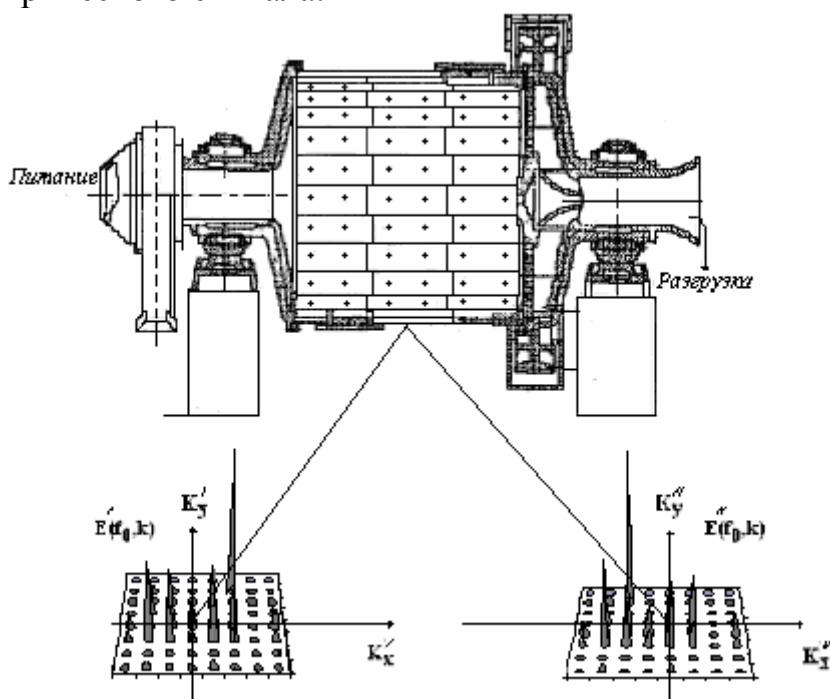


Рис. 1. Схема определения координат источника максимального излучения звукометрического сигнала по частотно-волновому спектру

В качестве общей модели звукометрического сигнала была использована модель, предложенная в [4]. Соответственно, звукометрический сигнал представляется как аддитивная смесь суммы конечного числа узкополосных компонент $x_i(t)$ и широкополосного звукового шума

$$x_{\Sigma}(t) = \sum_{i=1}^n x_i(t) + \zeta(t) \quad (7)$$

Общее аналитическое выражение узкополосной компоненты имеет вид

$$x(t) = A(t) \sin[\omega_0 t - \varphi(t)], \quad (8)$$

где $A(t)$ и $\varphi(t)$ - медленно меняющиеся функции по сравнению с $\sin(\omega_0 t)$.

Тогда модель вибрации принимает вид [4]:

$$x_{\Sigma}(t) = \sum_{i=1}^m A_i(t) \sin[\omega_0 t - \varphi_i(t)] + \zeta(t) \quad (9)$$

Представление компонент звукометрического сигнала выражением (7) неоднозначно: при заданных статистических характеристиках $x(t)$ имеется некоторая возможность выбора статистических характеристик $A(t)$ и $\varphi(t)$. Это обстоятельство обуславливает возможность использования различных моделей [4].

При анализе информационных процессов главный интерес представляют модели компонент. Обычно используемая модель представляет собой квазидетерминированную вибрацию, различные реализации которой могут отличаться амплитудами, частотами или начальными фазами. В последнем случае ансамбль реализаций каждой компоненты имеет вид $x(t) = A_0 \sin(\omega_0 t - \varphi_0)$, где A_0 и φ_0 - фиксированные величины.

При равномерном распределении фаз на периоде 2π одномерная плотность вероятности $p(x)$ распределена по закону арксинуса [4]

$$p(x) = \begin{cases} \frac{1}{\pi \sqrt{A_0^2 - x^2}} & \text{при } |x| \leq A_0 \\ 0 & \text{иначе} \end{cases} \quad (10)$$

при $|x| > A_0$, и спектральную плотность можно представить одной дискретной составляющей на частоте f_0

$$G(f) = \frac{A_0^2}{2} \delta(f - f_0). \quad (11)$$

Вероятность распределения амплитуд можно представить с помощью δ -функции

$$p(A) = A_0 \delta(A - A_0). \quad (12)$$

Модель "синусоида + шум" в определенной мере универсальна и при моделировании звукометрического сигнала шаровой мельницы этой моделью можно ограничиться. В специальных задачах может потребоваться учет частотной модуляции из-за флуктуации частоты вращения подвижных частей объекта управления.

Оценка частотно-волнового спектра проводилась с помощью решетки из 16 чувствительных элементов с расстоянием между ними 2 см. При этом мак-

симальная "частота" волнового спектра составляет 0,25 см. Модель сигнала представляет сумму двух плоских волн, проходящих через решетку чувствительных элементов с различных направлений ($|\mathbf{k}_1| = 0,125$, $|\mathbf{k}_2| = 0,0803$). Интервал выборки составил $1 \cdot 10$ сек, частота волн источников $f_1 = f_2 = 5$ кГц, скорость распространения волн $V_1 = 400$ м/сек, $V_2 = 400$ м/сек). Длина выборки определялась 32 отсчетами. Векторы волновых чисел плоских волн, проходящих через решетку чувствительных элементов, определялись путем нахождения областей с наибольшим значением частотно-волнового спектра.

На рис.2 представлена оценка частотно-волнового спектра при отсутствии звукового шума, поступающего на микрофоны от соседних барабанных мельниц и других источников звуковых сигналов.

Два максимума соответствуют двум плоским волнам. Рисунок представляет собой сечение, зависящее от волнового числа \mathbf{k} при фиксированной частоте f . Скорость волн определяется отношением их частот к соответствующим волновым числам, а азимут распространения волн – углом векторов волновых чисел с положительным направлением оси k_x . Погрешность определения направления на источники распространяющихся волн зависит от степени дискретизации сетки волновых чисел, которая ограничивается временем вычисления оценки частотно-волнового спектра.

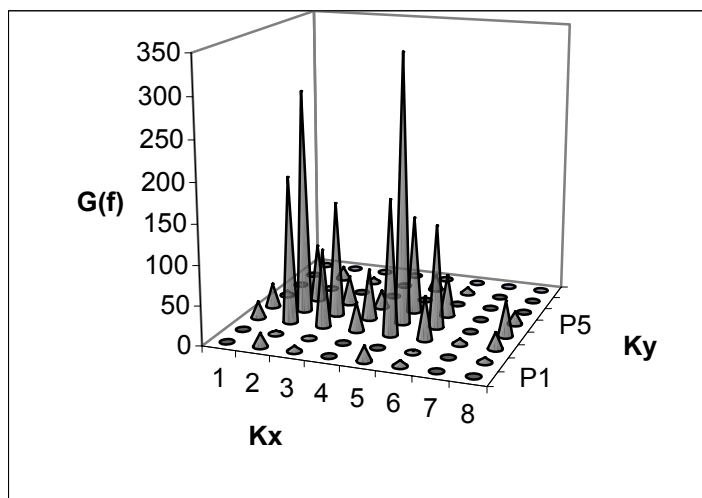


Рис.2. Частотно-волновой спектр при двух источниках волн

Для оценки степени влияния посторонних шумов от соседних шаровых мельниц проведено вычисление частотно-волнового спектра при использовании выбранной модели "синусоида + шум" с равномерным законом распределения шума в диапазоне чисел $[0,1]$. При этом предполагалось, что кроме шумового поля на датчики воздействует посторонний источник звукового сигнала, соизмеримый с полезным звукометрическим сигналом (амплитуды узкополосных компонент в выражении (11) были равны $A_1 = A_2$) (рис.3). Из рис.3 следует, что присутствие шумов искажает картину частотно-волнового спектра. Однако, поскольку метод измерения объемной загрузки мельницы основан на наличии корреляционной связи между параметрами загрузки мельницы и уровнем ее

шумового поля, то на этапе обучения частотно-волновой спектр при наличии постороннего источника звукового сигнала необходимо принять за эталон, отклонения от которого будут указывать на те или иные изменения в параметрах загрузки барабанной мельницы исходным сырьем, мелящими телами, водой, возвратным продуктом.

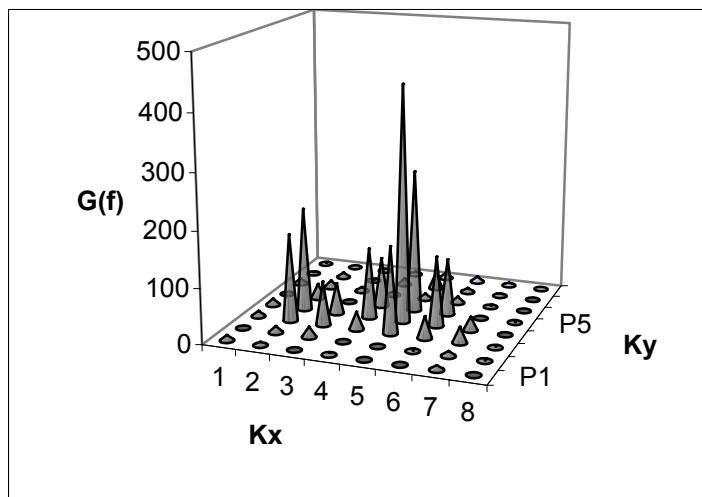


Рис.3. Частотно-волновой спектр при наличии шумового поля и постороннего источника звукового сигнала

Для иллюстрации на рис.4 представлен случай, когда происходит изменение координат одного из источников. Соответственно перемещается также максимум спектра в пространстве волновых чисел.

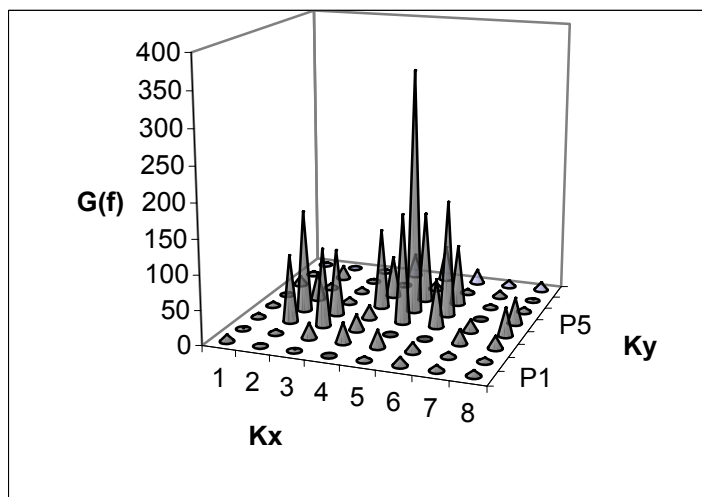


Рис.4. Частотно-волновой спектр при наличии широкополосного шума и отраженных сигналов и изменении координат одного из источников

Основным способом разрушения измельчаемых материалов в мельницах является удар, который вызывает появление сколов мелющих тел и футеровки, а также отрыв футеровочных плит от барабана мельницы. Накопление в шаровой мельнице трудно дробимых включений существенно снижает практиче-

скую производительность помольного оборудования и требует регулярного освобождения рабочей камеры шаровой мельницы, работающие по замкнутому циклу, от накопившихся включений. Отрыв футеровочных плит повышает уровень шума из-за удара мелющих тел по внутренней поверхности барабана мельницы и вызывает дополнительную ударную нагрузку на соседние футеровочные плиты. Использование для контроля параметров звукометрического сигнала частотно-волновых спектров позволяет зафиксировать отрыв футеровочных плит и локализовать дефектное место с точностью, определяемой расстоянием между датчиками решетки. Это позволит сократить значительную часть простоев, связанных с обнаружением места отрыва футеровочных плит и их заменой. На рис.5 проиллюстрировано влияние изменения амплитуды сигнала одного из источников (моделирование отрыва футеровочной плиты) на соответствующее изменение частотно-волнового спектра.

При увеличении амплитуды сигнала в два раза пропорционально увеличилась амплитуда соответствующего максимума частотно-волнового спектра.

Полученные результаты подтверждают возможность использования частотно-волновых спектров для формирования информативных признаков при контроле загрузки шаровой мельницы. При этом информативными считаются величина максимума спектра и его положение в пространстве волновых чисел по сравнению со спектром, принятым за эталон. Контроль параметров звукометрического сигнала повышает точность определения такого параметра как загрузка мельницы по ее объему и позволяет локализовать отрыв футеровочных плит источников. Расчеты показывают, что за счет сокращения потерь времени из-за перегрузки мельница при контроле звукометрического сигнала производительность шаровой мельницы увеличится более, чем на 3%.

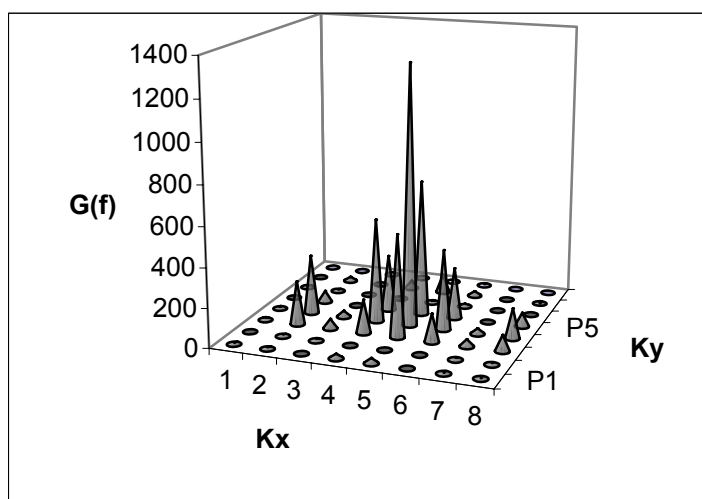


Рис. 5. Частотно-волновой спектр при наличии широкополосного шума и отраженных сигналов и изменении амплитуды одного из источников

Выводы.

1. Использование частотно-волновых спектров, определенных путем обработки звукометрических сигналов шаровых мельниц, поступающих не менее,

чем от двух решеток датчиков сигналов, по сравнению с методами Фурье одномерных сигналов позволяет определить не только спектральные параметры сигналов, но и координаты источников возмущения, что повышает точность контроля заполнения шаровой мельницы и состояния ее футеровки.

2. Исследования целесообразно продолжить в направлении разработки методов контроля параметров роторных объектов на основе анализа частотно-волновых спектров сигналов различной физической природы.

Список литературы

1. Барков А.В. Долгосрочный прогноз состояния роторных машин по сигналу вибрации [Электронный ресурс] /А.В. Барков, П.П. Якобсон. – Режим доступа: <http://www.vibrotek.com/russian/articles/dps/index.htm> .

2. Алексеев М.А. Пространственно–временной спектральный анализ модели вибрационных процессов промышленных объектов //Науковий вісник НГА України, № 4, 1999 С.51–53.

3. Кейпон Дж. Пространственно–временной анализ с высоким разрешением // ТИИЭР. – 1969. – Т.57. – № 8. – С. 69–79.

4. Карасев В.А. Вибрационная диагностика газотурбинных двигателей. / Максимов В.П., Сидоренко М.К. // – М.: Машиностроение, 1978. – 132 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.
Надійшла до редакції 19.05.11*

УДК 666.762.1-127

© А.Ю. Гусев, Ю.П. Рыбальченко

ЗАВИСИМОСТЬ КОЭФФИЦИЕНТА ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ И ПОРИСТОСТИ ОГНЕУПОРОВ ОТ ТЕМПЕРАТУРЫ

Разработана модифицированная методика моделирования взаимосвязи коэффициента теплопроводности и пористости огнеупорных материалов, которые используются в доменных печах.

Розроблена модифікована методика моделювання взаємозв'язку коефіцієнта теплопровідності і пористості вогнетривких матеріалів, котрі використовуються в доменних печах.

Developed a modified technique for modeling the relationship of thermal conductivity and porosity of refractory materials used in blast furnaces.

Вступление. Анализ зависимости теплофизических свойств огнеупорных материалов от различных факторов неразрывно связан с изучением физико-химических процессов, происходящих при их нагреве и при определенных условиях существенно изменяющих их структуру, что, в свою очередь, приводит к изменению характеристик теплопроводности огнеупоров. В связи с этим при изучении теплофизических свойств огнеупоров большой интерес представляет установление взаимосвязи коэффициента теплопроводности и пористости, как параметра, в основном определяющего структуру огнеупорных материалов.

Постановка задачи. Для решения поставленной проблемы необходимо на основании экспериментальных данных установить характерные особенности изменения коэффициента теплопроводности при различной структуре огне-

упорного материала и разработать математическую модель, устанавливающую взаимосвязь коэффициента теплопроводности и пористости.

Цель работы. Разработка математической модели, позволяющей описать изменение коэффициента теплопроводности при различной структуре пористых огнеупоров с учетом фазовых превращений.

Изложение основного материала. Большинство огнеупорных материалов пористы. Поры могут занимать от нуля до 90% общего объема изделий. Большая часть пор в огнеупорных материалах сообщается между собой, выходит на поверхность и может быть заполнена водой; такие поры считают открытыми. Небольшая часть пор изолирована, недоступна для заполнения водой; эти поры называют закрытыми.

Пористость – это отношение объема пор V_{II} к полному объему пористого тела V : $P = V_{II}/V$. Иначе – пористость P определяется как разность плотности компактного ρ_K и пористого ρ_{II} тел, отнесенная к плотности компактного тела:

$$P\% = \frac{\rho_K - \rho_{II}}{\rho_{II}} \cdot 100\%$$

Различают сквозную, тупиковую и закрытую пористость, каждая из которых образуется соответственно сквозными, тупиковыми и закрытыми порами. Открытая пористость – это объем пор, сообщающихся с поверхностью изделия, а закрытая представляет объем изолированных пор, не имеющих выхода к поверхности [1].

Общая пористость P складывается из открытой P_1 и закрытой P_2 пористости: $P = P_1 + P_2$. В свою очередь, открытая пористость складывается из сквозных P_3 и тупиковых P_4 пор $P_1 = P_3 + P_4$. Таким образом, общая пористость определяется суммой закрытых, сквозных, тупиковых пор $P = P_2 + P_3 + P_4$.

В связи с этим различают общую пористость изделий, которую составляют закрытые и открытые поры, и кажущуюся или открытую, которую составляют только открытые поры. Поры, которые сами впитывают воду (расплав), находясь в контакте с ней, называют капиллярными.

Крупные капиллярные поры диаметром более 5 мкм выделяют в особую группу так называемых канальных пор. Нижний предел канальных пор 5 мкм принят потому, что металлургические шлаки, реагируя со стенками алюмосиликатных изделий, в поры, крупнее 5 мкм практически не проникают.

Форма пор чрезвычайно сложна. При длительном воздействии высоких температур поры в аморфных изотропных телах стремятся сфероидизироваться, а в чисто кристаллических анизотропных приобретают огранку кристаллов («отрицательные кристаллы»).

Распределение пор, как по величине, так и по форме в объеме зернистых изделий неравномерно. Крупные и средние поры сосредоточены между крупными зёрнами и мелкими, называемыми связкой, а также между мелкими зёрнами, т. е. в связке.

Ансамбль пор образует поровые каналы, которые упрощенно рассматриваются как цилиндрические трубки постоянного диаметра, идущие параллельно друг другу (цилиндрическая модель). Поровые каналы переменного сечения на-

зывают четочными. Поры, образующиеся между округлыми зернами и соединяющиеся между собой в трех взаимно перпендикулярных направлениях, называют глобулярными.

Особую группу пор составляют поры-трещины, образующиеся в процессе обжига и при службе огнеупоров в различных печах.

Пористость оказывает существенное влияние на физические и механические свойства материалов. При этом следует отметить, что обобщенные свойства пористых структур, как правило, могут быть описаны некоторой нелинейной зависимостью.

Для плотности и теплоемкости пористых тел сохраняется свойство аддитивности, при этом пористость практически не зависит от температуры [2].

Таким образом, проблема точного математического описания поведения пористости, в виде некоторой функции является весьма сложной, что обусловлено структурной зависимостью свойств пористости не только от концентрации фаз, но и от их морфологии, взаимного расположения, степени связанности и других структурных параметров.

Изучению теплопроводности пористых структур посвящено большое количество как теоретических, так и экспериментальных работ, предложено много эмпирических зависимостей. Поэтому необходим анализ степени применимости различных предложенных моделей и разработка обобщенной модели. Матюхин Н.М. предложил соотношение [3], устанавливающее зависимость между теплопроводностью огнеупорного материала и пористостью

$$\lambda_k/\lambda_m = 1 - 1,94\Pi + 0,94\Pi^{1,86}, \quad (1)$$

где λ_k – теплопроводность каркаса (системы); λ_m – теплопроводность матрицы (среды).

Установлено [4], что при первом событии достижения определенной температуры и давления в огнеупорном материале возникает процесс ползучести, вызывающий усадку материала. В результате этого процесса общая пористость уменьшается за короткий промежуток времени так, что процесс можно считать скачкообразным. Поэтому, чтобы формула (1) была справедливой и для процесса задувки печи, в нее необходимо ввести коэффициент, учитывающий скачкообразное изменение фазового состава огнеупорного материала:

$$K(T, P) = \begin{cases} 1 & \text{при } T < 0,5T_{\text{плавления}} \\ < 1 & \text{при } T > 0,5T_{\text{плавления}} \end{cases},$$

где $K(T, P)$ – определяется экспериментально; T – температура; P – давление.

Тогда соотношение (1), справедливое для всего диапазона изменения пористости ($0 \leq \Pi \leq 1$) примет вид обобщенного соотношения:

$$\lambda_k/\lambda_m = 1 - 1,94 \cdot \Pi \cdot K(T, P) + 0,94 \cdot \Pi^{1,86} \cdot K(T, P). \quad (2)$$

Сравнение со справочными данными для низко- и высокопористых структур (рис. 1, 2) показало хорошее совпадение обобщающего соотношения с экспериментальными данными (при $K(T, P) = 1$).

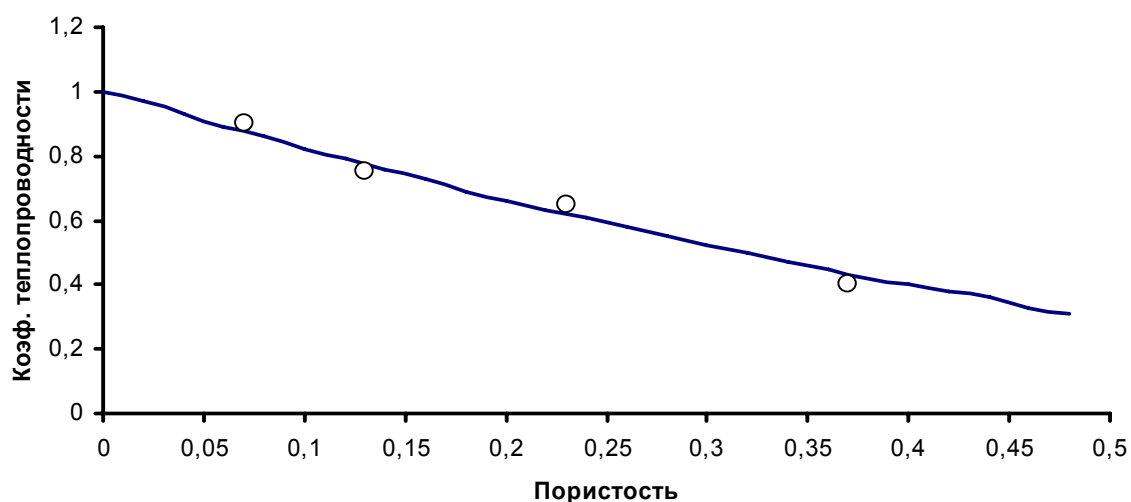


Рис. 1. Сравнение зависимости (2) с экспериментальными данными для низкопористых структур: \circ – справочные данные; ———— – зависимость (2)

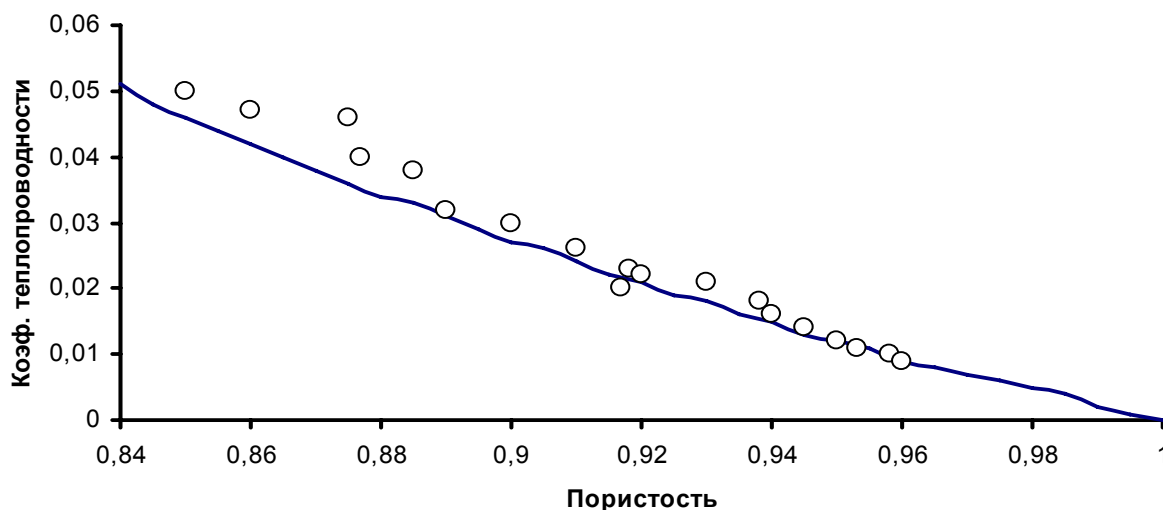


Рис. 2. Сравнение зависимости (2) с экспериментальными данными для высокопористых структур: \circ – справочные данные; ———— – зависимость (2)

Экспериментальное подтверждение скачкообразного изменения теплопроводности наглядно представлено на рис. 3 по данным, полученным при первой задувки доменной печи ДП-7 Шоагуаньского меткомбината (Китай) в виде зависимости температуры футеровки на различных горизонтах огнеупорной кладки горна от времени.

Из рисунка видно, что из-за изменения пористости на границе жидкого чугуна и футеровки (пятый горизонт) происходит резкий скачок температуры 5-го горизонта. Уменьшение эффекта и сведение его до нуля на нижних горизонтах говорит о том, что остальные горизонты усадке не подвергаются. Для практических расчетов по математической модели (2) необходимо, используя экспериментальные данные (рис. 3) представить в аналитическом виде температурную зависимость через теплопроводность в виде полинома [5].

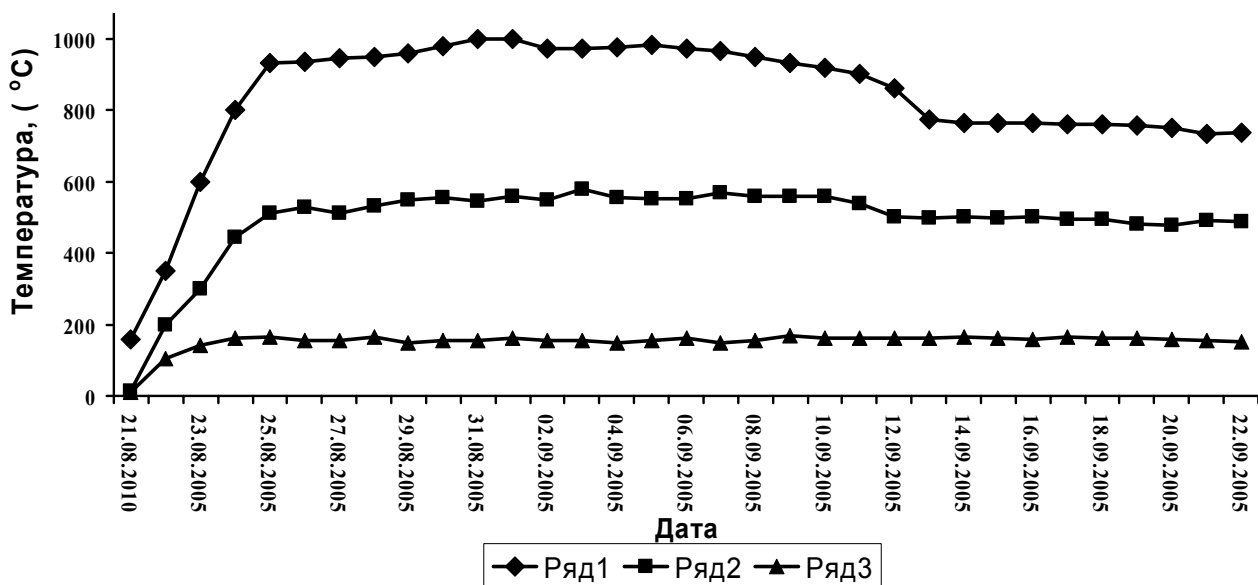


Рис.3. Изменение температуры футеровки ДП-7 Шоагуаньского меткомбината в период задувки: ряд 1 – пятый горизонт; ряд 2 – четвертый горизонт; ряд 3 – третий горизонт.

Выводы:

1. Предложена математическая модель, описывающая взаимосвязь коэффициентов теплопроводности и пористости огнеупорных материалов, учитывающая скачкообразное изменение фазового состава огнеупорных материалов.

2. На основании экспериментальных данных по данным независимых литературных источников установлена адекватность модели тепловым процессам в огнеупорных материалах для всего диапазона изменения пористости ($0 \leq \Pi \leq 1$).

Список литературы

1. Пористые порошковые материалы и изделия из них / П. А. Витязь, В. М. Капцевич, В. К. Шелег. - Минск: Выш. шк. – 1987. – 164 с.
2. Пористые проницаемые материалы: Справочное издание / под ред. С.В. Белова. – М.: Металлургия, 1987. – 335 с.
3. Федотовский В.С., Орлов А.И., Матюхин Н.М. Эффективная теплопроводность пучков стержней и труб при их случайных отклонениях от правильной решетки // Доклад на конференции МНТК-2007.
4. Гусев О.Ю., Рибальченко Ю.П. Моделювання процесів повзучості футеровки доменної печі в період задування. // Науковий вісник НГУ. – 2011. – № 4.
5. Інформаційна технологія оцінки теплопровідності вогнетривкої футеровки металургійних агрегатів / Рибальченко Ю.П. // Гірнична електромеханіка та автоматика: Наук. – техн. зб. – 2011.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Кузнецовим Г.В.
Надійшла до редакції 15.06.11*

АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА СУШКИ ЗЕРНА В ШАХТНЫХ ЗЕРНОСУШИЛКАХ НА ОСНОВЕ ТЕОРИИ НЕЧЕТКИХ МНОЖЕСТВ

Представлено обоснование системы управления процессом сушки зерна в шахтных зерносушилках на основании нечетких множеств.

Представлено обґрунтування системи управління процесом сушіння зерна в шахтних зерносушарках на основі нечітких множин.

Substantiation the process control system of drying grain in the silo dryers based on fuzzy set is represented.

Постановка проблемы. Процесс сушки зерна в цикле послеуборочной обработки является наиболее энергозатратным. Недосушивание зерна ведет к дополнительным затратам на выявление и устранение очагов самосогревания зерна при хранении. Пересушивание зерна сопровождается перерасходом энергоносителей, потерей качества, веса партии зерна. Наиболее распространенным типом зерносушилок являются шахтные зерносушилки, работающие в ручном режиме. От знаний, опыта, квалификации оператора зависит качество высушенного зерна.

Исследованием процесса сушки зерна в шахтных зерносушилках с задачей автоматизации занимаются с момента эксплуатации зерносушилок. Существующие математические описания данного процесса не позволяют реализовать надежный и эффективный автоматизированный/автоматический режим управления на серийно выпускаемых шахтных зерносушилках.

Анализ последних исследований и публикаций. Авторы математических описаний процесса сушки зерна в шахтных зерносушилках [1,5] отмечают, что этот процесс носит сложный характер и не поддается точному числовому описанию. Несмотря на это, оператор осуществляет управление на основании нечетких значений параметров технологического процесса и нечетких значений параметров качества партии зерна.

Цель работы. Обосновать применение математического аппарата нечетких множеств для построения модели управления процессом сушки зерна в шахтных зерносушилках. Пояснить принцип и условия применения системы управления процессом сушки зерна в шахтных зерносушилках. Представить перечень входных сигналов и данных, выходных сигналов, перечень лингвистических переменных, примеры функции принадлежности параметров, критерии оценки качества процедуры сушки зерна, алгоритм.

Результаты исследований. Причиной отсутствия типовой системы управления процессом сушки зерна с автоматическим режимом работы является неопределенность, остающаяся после математического описания детерминированными моделями. Среди различных способов формализации неопределенности наибольшее распространение получил стохастический (вероятностный) подход, при котором неопределенные величины считаются случайными. Одна-

ко для применения стохастического подхода должны выполняться следующие требования [3]:

1. Массовость проводимых экспериментов, т.е. наличие большой выборки;
2. Повторяемость условий экспериментов, оправдывающая сравнение результатов;
3. Статистическая устойчивость.

Можно сделать вывод, что вероятность будет характеризовать событие, которое произойдет по воле субъекта при соблюдении выше указанных требований. При этом не всякое событие, которое произойдет или произошло ранее, независимо от воли субъекта, характеризуется вероятностью.

Для идентификации модели управления процессом сушки зерна в зерносушилке с применением стохастического подхода эти условия выполнить невозможно. Так, если с одного поля в разные годы собирать одну и ту же культуру и сушить на той же зерносушилке, то каждый год показатели собранного зерна будут разные из-за погодных условий, процедуры посева, обработки, сбора урожая. К тому же, целевое назначение зерна влияет на режим сушки, что приводит к невозможности эффективного использования стохастического подхода.

Суть подхода к автоматизации процесса сушки зерна заключается в том, чтобы обучить систему управления процедуре сушки квалифицированным оператором (сушильным мастером). Результатом процедуры должен являться качественный продукт на выходе зерносушилки. В дальнейшем формализованные знания квалифицированного оператора можно использовать для автоматического режима сушки зерна или поддержки принятия решения в условиях неопределенности. При такой постановке задачи, интерпретация неопределенных величин как нечетких больше соответствует реальным условиям производства чем интерпретация этих величин как детерминированных, либо случайных. Предлагается для описания процесса сушки зерна использование математического аппарата с применением понятий – лингвистическая переменная, нечеткое множество, функция принадлежности [2, 4, 5]. Под принадлежностью понимается не вероятность, не возможность, а то, что существует независимо от воли субъекта. Под лингвистической переменной понимается набор $(X, T(X), U, G, M)$ [9], в котором X – название переменной; $T(X)$ – терм-множество X , т.е. совокупность её лингвистических значений; U – универсальное множество; G – синтаксическое правило, порождающее термы множества $T(X)$; M – семантическое правило, которое каждому лингвистическому значению X ставит в соответствие его смысл $M(X)$, причем $M(X)$ обозначает нечеткое подмножество множества U .

Целью разрабатываемой системы является повышение качества процедуры сушки зерна в зерносушилках шахтного типа под управлением оператора путем применения автоматического режима сушки зерна или поддержки принятия решения в условиях неопределенности. Качество зерна на выходе и входе зерносушилки формализовано нечеткими подмножествами $A_{вх}$, $A_{вых}$ множества значений параметров G согласно ГОСТ на данную культуру. Целевая функция

формализована нечетким подмножеством M множества I согласно инструкции по сушке зерна [5].

В качестве входных возмущающих параметров системы с нечетким алгоритмом для случая сушки пшеницы рассматриваются девять лингвистических переменных: 1. «Запах исходного зерна» ($K_3 Zan_{ex}$), понимается наличие запаха дыма, серного газа или жидкого топлива; 2. «Влажность исходного зерна» (« W_{ex} »); 3. «Количество и качество клейковины» (« $K_3 K$ »); 4. «Состояние оболочек исходного зерна», «Цвет исходного зерна» ($K_3 KO_{ex}$), - подгоревшие или потемневшие; 5. «Зараженность зерна» ($K_3 Zap_{ex}$); 6. «Натура/объемная масса» (« $K_3 H$ »); 7. «Примесь зерновая» ($K_3 ПЗ_{ex}$); 8. «Примесь сорная» ($K_3 ПС_{ex}$); 9. «Температура воздуха» (« $T_{воз}$ »).

В качестве управляемых параметров системы с нечетким алгоритмом для случая сушки пшеницы рассматриваются четыре лингвистических переменных: 1.«Расход исходного зерна /Скорость движения зерна в сушилке» (« P_3/ C_3 »); 2.«Температура сушильного агента. На входе в сушильную шахту первой зоны» (« $T_{аэ.1}$ »); 3. «Температура сушильного агента. На входе в сушильную шахту второй зоны» (« $T_{аэ.2}$ »); 4. «Температура зерна. Последний ряд коробов второй зоны» (« T_3 »).

В качестве выходных параметров выступают девять лингвистических переменных: 1. «Температура охлажденного зерна. После сушки» (« $T_{3.охл}$ »); 2. «Запах исходного зерна» ($K_3 Zan_{вых}$), понимается наличие/отсутствие запаха дыма, серного газа или жидкого топлива; 3. «Конечная влажность зерна. После сушки» (« $W_{вых}$ »); 4. «Количество и качество клейковины» (« $K_3 K_{вых}$ »); 5. «Состояние оболочек исходного зерна», «Цвет исходного зерна» ($K_3 KO_{вых}$), понимается наличие / отсутствие подгоревших или потемневших зерен; 6. «Зараженность зерна» ($K_3 Zap_{вых}$); 7. «Натура/объемная масса» (« $K_3 H_{вых}$ »); 8. «Примесь зерновая» ($K_3 ПЗ_{вых}$); 9.«Примесь сорная» ($K_3 ПС_{вых}$).

Приведенные параметры можно классифицировать в соответствии со сложностью их измерения в потоке техническими средствами:

- А. Параметр легко измерить (есть типовые проверенные средства) в потоке на зерносушилке шахтного типа, погрешность измерения ниже требуемой для технологического процесса. Примером, такого параметра является температура. Существуют дешевые стандартизированные измерительные преобразователи (ТСМ, ТСП). При допустимой погрешности измерения параметра [12] «Температура зерна. Последний ряд коробов второй зоны» (« T_3 ») ± 5 °С погрешность преобразователя ТСМ равняется не более ± 1 °С.

- Б. Параметр сложно измерять в потоке на зерносушилке шахтного типа, погрешность измерений сопоставима с погрешностью требуемой для технологического процесса. Например, таким параметром является влажность зерна в потоке. При допустимой погрешности измерения параметра ± 1 % погрешность прибора относительно образцового метода измерения влажности равняется не более $\pm 0,5$ % и погрешность образцового метода измерения влажности в соответствии с ГОСТ равняется не более $\pm 0,5$ %.

• В. Параметр в потоке на зерносушилке шахтного типа не измеряется (применить технический способ измерения параметра в потоке сложно и необоснованно дорого). При этом человек органолептическим способом на месте или при помощи приборов в лабораторных условиях легко справляется с измерением этого параметра. Примерами таких параметров являются «Запах зерна», «Состояние оболочек зерна», «Цвет зерна», «Зараженность зерна», «Количество и качество клейковины» и др.

В качестве терм-множеств входных лингвистических переменных можно рассматривать ниже приведенные множества.

«Влажность исходного зерна» (« W_{ex} ») будем использовать множество $T_1 = \{ \text{«сухое» («dry»)} - \text{не более } 14,0\%, \text{ «средней сухости» («average dry»)} - 14,1-15,5\%, \text{ «влажное» («wet»)} - 15,6-17,0\%, \text{ «сырое» («raw»)} - 17,1\% \text{ и более} \}$.

«Количество и качество клейковины» (« K_3, K ») в % сырой клейковины будем использовать множество $T_2 = \{ \text{«класс 1» («cl\#1»)} - \text{не менее } 30\%, \text{ «класс 2» («cl\#2»)} - \text{не менее } 27\%, \text{ «класс 3» («cl\#3»)} - \text{не менее } 23\%, \text{ «класс 4» («cl\#4»)} - \text{не менее } 18\%, \text{ «класс 5» («cl\#5»)} - \text{не менее } 18\%, \text{ «класс 6» («cl\#6»)} - \text{не ограничивается} \}$.

«Натура» (« K_3, H ») будем использовать множество $T_3 = \{ \text{«класс 1» («cl\#1»)} - \text{не менее } 760 \text{ г/л, «класс 2» («cl\#2»)} - \text{не менее } 755 \text{ г/л, «класс 3» («cl\#3»)} - \text{не менее } 730 \text{ г/л, «класс 4» («cl\#4»)} - \text{не менее } 710 \text{ г/л, «класс 5» («cl\#5»)} - \text{не менее } 710 \text{ г/л, «класс 6» («cl\#6»)} - \text{не ограничивается} \}$.

«Температура воздуха» (« $T_{воз}$ ») будем использовать множество $T_4 = \{ \text{«Зима» («Wi»)} - \text{не выше } +5 \text{ } ^\circ\text{C, «Лето» («S»)} - 15,1 \text{ } ^\circ\text{C} \text{ и выше} \}$.

Примером терм-множеств управляющих лингвистических переменных будут ниже представленные множества.

«Температура сушильного агента. На входе в сушильную шахту первой зоны» (« $T_{az.1}$ ») будем использовать множество $T_5 = \{ \text{«Ниже нормы» («Below Standart»)} - \text{до } 110 \text{ } ^\circ\text{C, «Норма» («Standart»)} - 111-130 \text{ } ^\circ\text{C, «превышает норму» («Above Standart»)} - 131 \text{ } ^\circ\text{C} \text{ и выше} \}$.

«Температура зерна. Последний ряд коробов второй зоны» (« T_3 ») будем использовать множество $T_6 = \{ \text{«Ниже нормы» («Below Standart»)} - \text{до } 50 \text{ } ^\circ\text{C, «Норма» («Standart»)} - 51-60 \text{ } ^\circ\text{C, «превышает норму» («Above Standart»)} - 61 \text{ } ^\circ\text{C} \text{ и выше} \}$.

В качестве терм-множеств выходных лингвистических переменных можно рассматривать ниже приведенные множества.

«Конечная влажность зерна. После сушки» (« $W_{вых}$ ») будем использовать множество $T_1 = \{ \text{«сухое» («dry»)} - \text{не более } 14,0\%, \text{ «средней сухости» («average dry»)} - 14,1-15,5\%, \text{ «влажное» («wet»)} - 15,6-17,0\%, \text{ «сырое» («raw»)} - 17,1\% \text{ и более} \}$.

«Количество и качество клейковины» (« K_3, K ») в % сырой клейковины будем использовать множество $T_2 = \{ \text{«класс 1» («cl\#1»)} - \text{не менее } 30\%, \text{ «класс 2» («cl\#2»)} - \text{не менее } 27\%, \text{ «класс 3» («cl\#3»)} - \text{не менее } 23\%, \text{ «класс 4» («cl\#4»)} - \text{не менее } 18\%, \text{ «класс 5» («cl\#5»)} - \text{не менее } 18\%, \text{ «класс 6» («cl\#6»)} - \text{не ограничивается} \}$.

«Натура» (« $K_3 H$ ») будем использовать множество $T_3 = \{\text{«класс 1» («cl\#1»)} - \text{не менее 760 г/л, «класс 2» («cl\#2»)} - \text{не менее 755 г/л, «класс 3» («cl\#3»)} - \text{не менее 730 г/л, «класс 4» («cl\#4»)} - \text{не менее 710 г/л, «класс 5» («cl\#5»)} - \text{не менее 710 г/л, «класс 6» («cl\#6»)} - \text{не ограничивается}\}.$

Примеры функции принадлежности для входных лингвистических переменных представлены на рис. 1 и рис. 2.

Система управления, контролируя процесс сушки зерна в зерносушилке под руководством оператора должна запомнить процедуру управления в виде продукции с лингвистической оценкой. Для отбора продукции и создания на их основе базы знаний вводятся критерии отбора параметров процесса сушки зерна под руководством оператора с максимальным значением функции принадлежности.

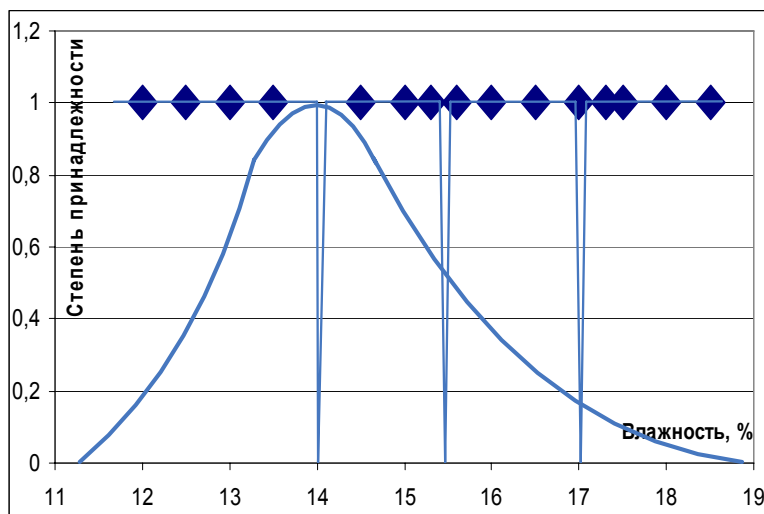
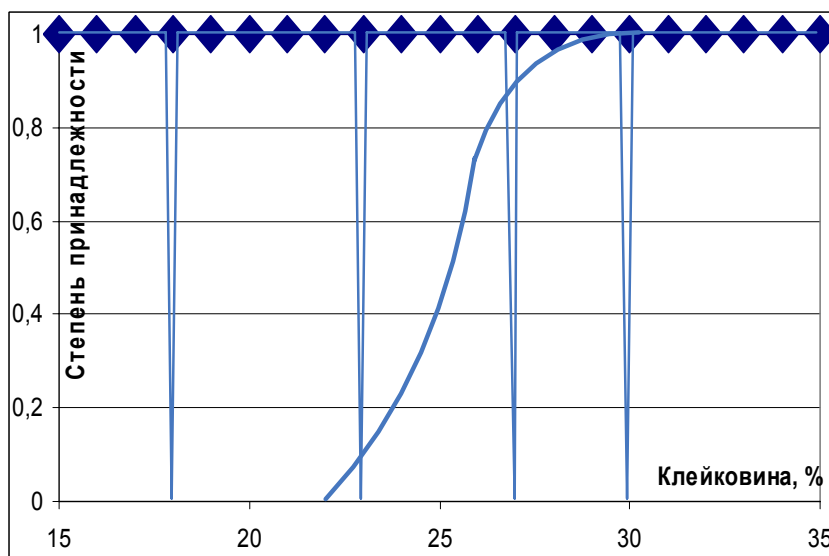


Рис. 1. Функция принадлежности лингвистической переменной «Влажность исходного зерна» (« $W_{вх}$ ») для пшеницы



Сухое

Среднее
сухое

Рис. 2. Функция принадлежности лингвистической переменной «Количество и качество клейковины» (« $K_3 K$ ») для пшеницы класса 2.

В качестве критериев для оценки процедуры сушки зерна оператором выступают восемь лингвистических переменных. Они показывают отклонение от целевых значений качественных показателей данной партии зерна и определены нечетким множеством («откл $A_{\text{вых}}$ »).

1.«Отклонение в параметре Температура сушильного агента. На входе в сушильную шахту первой зоны» («откл $T_{a2.1}$ »); 2.«Отклонение в параметре Температура сушильного агента. На входе в сушильную шахту второй зоны» («откл $T_{a2.2}$ »); 3. «Отклонение в параметре Температура зерна. Последний ряд коробов второй зоны» («откл T_3 »); 4. «Отклонение в параметре Температура охлажденного зерна. После сушки» («откл $T_{3.охл}$ »); 5. «Отклонение в параметре Конечная влажность зерна. После сушки» («откл $W_{\text{вых}}$ »); 6. «Отклонение в параметре Количество и качество клейковины» («откл $K_3 K_{\text{вых}}$ »); 7. «Отклонение в параметре Натура / объемная масса» («откл $K_3 H_{\text{вых}}$ »); 8. «Отклонение в параметре Примесь сорная» («откл $K_3 ПС_{\text{вых}}$ »).

Ниже представлен пример присвоения лингвистической оценки процедуре управления процессом сушки зерна.

Если ($_{\text{откл}} W_{\text{вых}} \leq 1\%$, и $_{\text{откл}} T_3 \leq 5 \text{ } ^\circ\text{C}$, и) **то** лингвистическая оценка «отлично»;

Если ($1.1\% <_{\text{откл}} W_{\text{вых}} \leq 2\%$, и $_{\text{откл}} T_3 \leq 10 \text{ } ^\circ\text{C}$, и ...) **то** лингвистическая оценка «хорошо»;

Если ($2.1\% <_{\text{откл}} W_{\text{вых}} \leq 3\%$, и $_{\text{откл}} T_3 \leq 15 \text{ } ^\circ\text{C}$, и ...) **то** лингвистическая оценка «удовлетворительно»;

Если ($3.1\% <_{\text{откл}} W_{\text{вых}}$, и $_{\text{откл}} T_3 \leq 20 \text{ } ^\circ\text{C}$, и) **то** лингвистическая оценка «неудовлетворительно».

На рис. 3 представлен пример функции принадлежности для лингвистической переменной «Отклонение в параметре Конечная влажность зерна. После сушки» («откл $W_{\text{вых}}$ »), совмещенный с лингвистической оценкой.

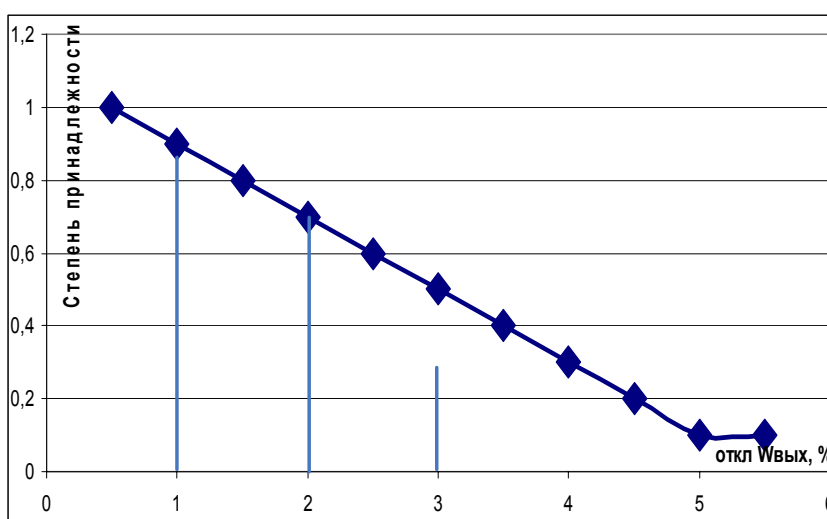


Рис. 3. Функция принадлежности лингвистической переменной «Отклонение в параметре Конечная влажность зерна. После сушки».

Алгоритм обучения процедуре сушки зерна под руководством оператора приведен на рис. 4. Преимуществом представленного алгоритма является возможность улучшения процедуры сушки зерна в процессе работы.



Рис. 4. Схема программы обучения процедуре сушки зерна под руководством оператора

Выводы. Обосновано применение математического аппарата нечетких множеств для построения модели управления процессом сушки зерна в шахтных зерносушилках. Пояснен принцип и условия применения системы управления процессом сушки зерна. Представлен перечень входных сигналов и данных, выходных сигналов, перечень лингвистических переменных, примеры функции принадлежности параметров, критерии оценки качества процедуры сушки зерна, алгоритм обучения процедуре сушки зерна под руководством оператора. Система проработана до изготовления образцов, которые проходят опытную эксплуатацию

Список литературы

1. Жидко В.И. Математическое описание процесса в шахтных зерносушилках / В.И. Жидко, П.Н. Платонов, А.С. Бомко, Ю.Н. Митрофанов // Изв. ВУЗов: Пищевая технология. 1965. №5. – С. 173...178.
2. Хобин В.А., д.т.н., ОНАПТ Совершенствование систем автоматического управления режимами работы зерносушилок как основа повышения их эффективности // «Хранение и переработка зерна».- апрель№4(70).- 2005.- с. 41-44.
3. Основы математического моделирования. Построение и анализ модели с примерами на языке MATLAB. Д.Л.Егоренков, А.Л.Фрадков, В.Ю.Харламов. Под ред. А.Л.Фрадкова.- БГТУ. СПб.- 1996.
4. Михалев А.И., Лысая Н.В., Лысый Д.А., Гладких В.А., Лысенко В.Ф. Оптимизация параметров процессов ферросплавного производства с использованием методов нечеткого вывода. - Днепропетровск: Системные технологии, 2008.-130 с.
5. Інструкція по сушінню продовольчого, кормового зерна, насіння олійних культур та експлуатації зерносушарок Г.М. Станкевич, О.І. Шаповаленко, Т.В. Страхова, Б.М. Петруня, А.І. Яковенко, М.В. Остапчук, А.Б. Шашкін.- Одеса-Київ. ДАК «Хліб України».-1997.-72 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Мещеряковим Л.І.
Надійшла до редакції 17.06.11*

УДК 622.45

© Н.Ф. Кременчуцкий, О.А. Муха, Е.В. Столбченко

ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНЫЙ РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МЕСТНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНЫХ УРАВНЕНИЙ

Визначається витрата повітря і час провітрювання гірничої виробки після раптових викидів вугілля і газу.

Определяется расход воздуха и время проветривания горной выработки после внезапных выбросов угля и газа.

The expense of air and time of ventilation the mountain making is determined after the sudden troop landings of coal and gas

Введение. Увеличение глубины добычи угля существенно усложняют горно-геологические условия, в результате чего увеличивается возможность взрывов газа и пыли, что и определяет значительную аварийность горных ра-

бот, высокий уровень травматизма и профзаболеваний в угледобывающей промышленности, существенно снижает экономические показатели работы угольных шахт в целом.

Современное развитие добычи угля на шахтах Украинской части Донбасса связано с постоянным внедрением высокопроизводительных технологий выемки угля и проходки горных выработок. При этом, главным требованием к угольным предприятиям со стороны государственного горного надзора остается гарантированное обеспечение безопасности работ, дальнейшее повышение уровня промышленной безопасности и улучшение охраны труда.

Это крайне важно и необходимо, так как большая часть шахт в Донецком регионе Украины являются одними из самых сложных в мире. Только в Донецкой области более 70 шахт является сверхкатегорийными и опасными по внезапным выбросам угля и газа. Многие шахты отрабатывают самовозгорающие пласты и относятся к категории опасных по взрывчатости угольной пыли. Более 20 шахт ведут горные работы на глубинах 1000-1350 м. Мощность разрабатываемых пластов на шахтах Донецкого региона составляет 0,6-1,8 м. Более половины шахт работают свыше 50 лет без реконструкции, имеют сложные протяженные вентиляционные сети и многоступенчатый подземный транспорт.[1]

Постановка задачи. Основная причина взрывов пылегазовых смесей – это нагромождение недопустимых концентраций газа метана или угольной пыли. Кроме аварий на угольных шахтах часто возникают аварийные ситуации, которые при определенных условиях могут перерости в аварии с тяжелыми последствиями. Основная часть их связана с загазированием горных выработок и возникновением опасности взрыва метановоздушной смеси.

На данном этапе подземной угледобычи с учетом существующей аварийности и анализа ежегодного количества случаев загазирования выработок выемочных участков шахтам горным надзором выдвинуто требование с целью повышения уровня безопасности работ ограничить нагрузки на очистные забои с метанообильностью 5 м³/мин и более до 75% от расчетных значений в соответствии с «Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт». При этом при расчетах не должна учитываться эффективность изолированного отвода метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающих вентиляционных установок. Это субъективная, но в настоящий период обосновано вынужденная мера.[1]

До настоящего времени аварии, обусловленные газовым фактором, остаются наиболее опасными для жизни горняков, занятых подземной добычей угля. Одним из наиболее опасных мест, с точки зрения взрывоопасной концентрации метановоздушной смеси, является тупиковая выработка вентиляционного штрека выемочного участка.

Поиск путей преодоления взрывоопасных ситуаций и «газового барьера» требует разработки новых способов повышения эффективности вентиляции, одним из которых является образование системы оперативного регулирования проветриванием шахт.

Несмотря на сокращение числа угледобывающих предприятий за последние три десятилетия, процент этого вида аварий практически не уменьшается (5,4% в 70-х годах, 14,0% в 80-х годах, 8,3% в 90-е годы, 7,6% после 2000 года). [2] Социально-экономические и политические условия последних десятилетий обусловили необходимость того, что бы при освоении и эксплуатации недр должен быть в полной мере учтён императив обеспечения безопасности по газовому фактору. Поэтому проблемно-ориентированные поисковые исследования, посвященные созданию технологий снижения риска взрывов метановоздушной смеси в угольных шахтах, особо актуальны. Метановыделение из разрабатываемого угольного пласта, как правило, составляет основную долю газового баланса очистных и подготовительных выработок.

Цель работы – разработать методики расчета проветривания тупиковых выработок с использованием дифференциальных уравнений.

Газовыделение из отбитого угля, с точки зрения фундаментальных положений неравновесной термодинамики, представляет собой процесс релаксации, обусловленный внешними воздействиями на угольный пласт, приводящими к резкому увеличению площади газоотдающих поверхностей. Термодинамическая система «уголь-газ» осуществляет переход к новому более устойчивому состоянию. При этом рост энтропии системы сопровождается внутренним и внешним энерго-массообменом. Интенсивность энерго-массообмена в отбитом угле однозначно связана с предыдущими этапами эволюции «уголь-газ» от начального состояния, характеризующегося газоносностью призабойной части угольного пласта.

При внезапном выбросе из угольного пласта в выработку за короткий промежуток времени выделяется большое количество газа и выбрасывается значительное количество угольной (иногда породной) мелочи в пласте при этом заполняя пустоты различной формы, а выработка при этом заполняется угольной мелочью и газом на десятки и сотни метров от забоя. Количество метана, выделившегося при выбросе может достигать 50 тыс. м³ и больше, а количество горной массы 15 тыс. тонн.

Депрессия трубопровода (без утечек скоростного напора на выходе трубопровода) будет

$$h_m = R_3 \sum_{i=1}^n Q_i^2,$$

где Q_i – расход воздуха через i -е звено трубопровода, м³/с;

R_3 – аэродинамическое сопротивление звена трубопровода, кгс с²/м⁸;

n – число звеньев в трубопроводе.

Расходы воздуха Q_i ($i = 1, 2, \dots, n$) и производительность вентиляторов $Q_{n+1} = Q_B$ определяются из системы уравнений:

$$\begin{aligned} R_3 Q_1^2 &= R_{\text{ш}} (Q_2 - Q_1)^2; \\ R_3 Q_2^2 + R_{\text{ш}} (Q_2 - Q_1)^2 &= R_{\text{ш}} (Q_3 - Q_2)^2; \\ R_3 Q_n^2 + R_{\text{ш}} (Q_n - Q_{n-1})^2 &= R_{\text{ш}} (Q_{n+1} - Q_n)^2, \end{aligned} \quad (1)$$

где $Q_1 = Q_3$ – расход воздуха, поступающего в забой (на выходе из трубопровода), $\text{м}^3/\text{с}$; $R_{\text{щ}}$ – аэродинамическое сопротивление путей утечек воздуха в месте соединений двух звеньев, $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^8$.

Все уравнения системы (1) могут решаться последовательно. Первое уравнение решается относительно Q_2 . Значение Q_1 находится по известной методике определения расхода воздуха для проветривания забоя тупиковой выработки. Зная Q_1 и предварительно определив Q_2 , из которого уравнения можно определить Q_3 , и т.д. Из k -го уравнения определяется

$$Q_{k+1} = \frac{R_{\text{щ}}Q_k \pm \sqrt{R_{\text{щ}}Q_k^2 - R_{\text{щ}}[Q_k^2(R_{\text{щ}} - R_3) - R_{\text{щ}}(Q_k - Q_{k-1})^2]}}{R_{\text{щ}}}.$$

Производительность вентилятора Q_{n+1} определяется из последовательного уравнения системы (1). Утечки воздуха в трубопроводе равны $Q_{\text{ym}} = Q_{n+1} - Q_1$, а коэффициент утечек $p = \frac{Q_{n+1}}{Q_1}$. Значение $R_{\text{щ}}$ – может определяться экспериментально. Воспользовавшись формулой [3]

$$k_y = \frac{8Q}{\pi d_{\text{mp}} \sqrt{h}},$$

Можно определить значение $R_{\text{щ}}$:

$$R_{\text{щ}} = \left(\frac{8}{\pi d_{\text{mp}} k_y} \right)^2.$$

Для определения расхода воздуха, который будет поступать в забой выработки, Q_1 при заданном вентиляторе рассмотрим ряд уравнений, из которых определяются утечки воздуха через 1, 2, ..., n -й стык между звеньями трубопроводов Q_{y1} , Q_{y2} , Q_{yn} .

Для первого звена

$$R_3 Q_1^2 = R_{\text{щ}} Q_{y1}^2; Q_{y1} = a_1 Q_1,$$

где $a_1 = \sqrt{\frac{R_3}{R_{\text{щ}}}}$.

Для второго звена

$$R_{\text{щ}} Q_{y2}^2 = R_3 Q_2^2 + R_{\text{щ}} Q_{y1}^2; Q_{y2} = a_2 Q_1,$$

где $a_2 = \sqrt{a_1^2 (1 + a_1)^2 + a_1^2}$;

$$Q_2 = Q_1 + Q_{y1}.$$

Для третьего звена

$$R_{uz} Q_{y3}^2 = R_3 Q_3^2 + R_{uz} Q_{y2}^2; Q_{y3} = a_3 Q_1,$$

где $a_3 = \sqrt{a_1^2 (1 + a_1 + a_2)^2 + a_2^2}$;

$$Q_3 = Q_1 + Q_{y1} + Q_{y2}.$$

Для n -го звена

$$Q_{yn} = Q_1 + \sqrt{a_1^2 \left(1 - \sum_{i=1}^{n-1} a_i\right)^2 + a_{n-1}^2},$$

где $a_k = \sqrt{a_1^2 \left(1 + \sum_{i=1}^{k-1} a_i\right)^2 + a_{k-1}^2}$; $k = 1, 2, \dots, n-1$.

Уравнение, описывающее вентиляционную систему, запишется в виде

$$b_0 - b_2 Q_1^2 \left[1 + a_1 + \sum_{j=2}^{n-1} \left(\sqrt{a_1^2 \left(1 + \sum_{i=1}^{j-1} a_i\right)^2 + a_{j-1}^2} \right) \right]^2 =$$

$$= R_{uz} Q_1^2 \left[a_1^2 \left(1 + \sum_{i=1}^{n-1} a_i\right)^2 + a_{n-1}^2 \right] \quad (2)$$

где b_0, b_2 – коэффициенты эмпирической формулы, описывающей характеристику вентилятора.

Из уравнения (2) определяется значение Q_1 .

В статье решается дифференциальное уравнение, описывающее проветривание горной выработки после внезапного выброса при истечении некоторого времени, в забое выработки.

В горной выработке объемом 200 м^3 по истечению некоторого времени после выброса находится 80% азота+кислорода (N_2+O_2) и 20% метана CH_4 .

В горную выработку втекает каждую секунду $0,1 \text{ м}^3$ ($N_2+O_2+CH_4$), который непрерывно размешивается, такое же количество $N_2+O_2+CH_4$ вытекает через такое же время, определим через какое время в горной выработке будет 99% N_2+O_2 .

Обозначим через $x(t)$ количество м^3 (N_2+O_2) в выработке через t после начала опыта. По условию $x(0)=200 \cdot 0,8=160$

Рассмотрим как изменится $x(t)$ за малый промежуток времени $(t, t+\Delta t)$.

За время Δt в выработку втечет $0,1\Delta t \text{ м}^3$ (N_2+O_2). Количество (N_2+O_2) в выработке не остается постоянным, в момент времени t в 200 м^3 выработки со-

держится $\frac{x(t)}{200} 0,1\Delta t \text{ м}^3$ ($N_2+O_2+CH_4$) если бы в течение этого времени количество

($N_2+O_2+CH_4$) в выработке $x(t)$ не изменялось. Так как за время Δt количество $x(t)$ меняется на величину порядка Δt , то выражение $\frac{x(t)}{200} 0,1\Delta t$ содержит ошибку

порядка $(\Delta t)^2$ и его надо заменить на выражение $\frac{x(t)}{200} 0,1\Delta t + o((\Delta t))^2$

где $o((\Delta t)^2)$ – величина порядка $(\Delta t)^2$.

Изменение количества (N_2+O_2) за время от Δt до $t+\Delta t$, т.е. $x(t+\Delta t) - x(t)$ равно разности количеству поступающих и выходящих (N_2+O_2)

$$x(t+\Delta t) - x(t) = 0,1\Delta t - \left[\frac{x(t)}{200} 0,1\Delta t + o((\Delta t)^2) \right].$$

Деля на Δt и переходя к пределу при $\Delta t \rightarrow 0$ получим

$$\frac{d(x)}{dt} = 0,1 - \frac{x(t)}{200} 0,1 \quad \text{или} \quad \frac{dx}{dt} = \frac{200-x}{2000}.$$

Решая это уравнение, получим $x = 200 + ce^{-\frac{t}{2000}}$.

С помощью начального условия $x(0)=160$ находим постоянную c

$$160 - 200 + c; \quad c = -40.$$

Следовательно,

$$x = 200 - 40e^{-\frac{t}{2000}}.$$

Дальше определяется время t через которое выработка будет содержать 99% (N_2+O_2), т.е. 1980 м^3 .

$$1980 - 200 - 40e^{-\frac{t}{2000}}; \\ -0,05e^{-\frac{t}{2000}} = 20, \quad \text{т.е.} \quad t = 2000 \ln 200$$

$$\ln 200 = 5,298 = 5,00.$$

Следовательно $t = 10000 \text{ сек} = 67 \text{ минут}$.

Выводы: Динамика метановыделений на очистных и подготовительных выработках характеризуется периодическими колебаниями дебита за счет рассредоточенного во времени проявления технологических и геомеханических

воздействий на породугольный массив и включения в процесс газовыделения источников, сопутствующих этим воздействиям.

Разработана методика определения параметров проветривания тупиковых выработок при заданном вентиляторе с учетом утечек воздуха, определено время проветривание горной выработки после выброса.

Для решения поставленных задач составлены и решены дифференциальные уравнения.

Список литературы

1. Бойченко В.Н., Мартынов А.А. Приоритетные научно-технические направления по повышению уровня промышленной безопасности газообильных шахт: материалы международной научно-практической конференции [«Школа подземной разработки»], (Днепропетровск-Ялта, 05-12 октября, 2008).

2. Качурин Н.М. Прогноз выделения метана из разрабатываемого угольного пласта и обоснование динамического метода расчета количества воздуха: матеріали міжнародної конференції [«Форум гірників-2008»], (Дніпропетровськ, 13-15 жовтня, 2008).

3. Воронин В.Н. Основы рудничной аэрогазодинамики, М: Углетехиздат 1951, 491 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голіньком В.І.
Надійшла до редакції 17.05.11*

УДК 504.05:622

© А.І. Горова, І.Г. Миронова

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ВРЕДНЫХ ВЕЩЕСТВ В ИСХОДЯЩЕЙ СТРУЕ РУДНИЧНОГО ВОЗДУХА

Выполнены измерения концентрации оксидов углерода, азота и диоксида серы в исходящих струях воздуха каналов вентиляторов главного проветривания. Установлены зависимости концентрации вредных веществ от удельного расхода ВВ. Получены эмпирические формулы для определения концентраций ядовитых газов.

Виконані вимірювання концентрації оксидів вуглецю, азоту та діоксиду сірки у вихідних струменях повітря каналів вентиляторів головного провітрювання. Встановлено залежності концентрації шкідливих речовин від питомої витрати ВР. Отримано емпіричні формули для визначення концентрацій отруйних газів.

The concentration of carbon oxides is measured, nitrogen, and also sulfur dioxide in the outgoing air jets channels of main fans. Dependences of concentration of harmful substances from the specific consumption of explosives are established. The empirical formula for determining concentrations of poisonous gases are received.

Деятельность предприятий горнорудной промышленности сопровождается многосторонним отрицательным воздействием на окружающую среду, масштабы которого зависят от объема основного производства и в связи с возможным увеличением добычи руды имеют тенденцию к дальнейшему росту. Горнорудная промышленность по уровню образования и выбросов вредных ве-

ществ в атмосферу является одной из наиболее загрязняющих воздушный бассейн отраслей. В общем виде техногенным влиянием на воздушный бассейн в результате деятельности горнорудного предприятия являются организованные и неорганизованные выбросы вредных веществ в атмосферу, что приводит к запылению и загрязнению атмосферы в рабочей зоне и прилегающих территорий, росту заболеваемости и негативному влиянию на живые организмы. При этом характер и масштабы этого влияния в каждом конкретном случае различны и определяются производственно-техническими и зонально-климатическими особенностями эксплуатируемых месторождений [1].

На шахтах Украины добыча богатых железных руд в подавляющем большинстве осуществляется этажно-камерными системами разработки. С целью сохранения поверхности и плодородных почв ЗАО «Запорожский ЖРК» (ЗАО «ЗЖРК»), который работает на базе Южно-Белозерского месторождения, осуществляет добычу железных руд этажно-камерной системой разработки с твердеющей закладкой [2]. В течение процессов добычи, дробления, сортировки и отгрузки железной руды, а также при вспомогательных операциях в атмосферу выбрасывается значительное количество загрязняющих веществ. Основными источниками загрязнения атмосферного воздуха являются: шахты «Эксплуатационная» и «Проходческая», дробильно-сортировочная фабрика (ДСФ), закладочный цех (ЗЦ), ремонтно-механический цех (РМЦ) и автотранспортный цех (АТЦ). Для улавливания пыли после дробления руды на ДСФ установлены ПОУ мокрой очистки типа «СИОТ» скрубберы и СЦВД-20 [3]. На закладочном комплексе для улавливания цементной пыли установлены рукавные фильтры типа СМЦ-166 и СМЦ-199. В ремонтно-механическом цехе и автотранспортном цехе на заточных станках установлены ПОУ типа ЗИЛ-900, две осадительные камеры. После ведения горных работ в шахтах отработанная струя воздуха из них выбрасывается в атмосферу через три вентиляционных ствола неочищенной, т.к. на сегодняшний день не существует эффективного оборудования и очистительных сооружений для улавливания и очистки газов в рудничном воздухе, который выдается на поверхность в весьма больших объемах.

К основным причинам загрязнения ядовитыми газами рудничного воздуха и снижения содержания в нем кислорода относятся: ведение взрывных работ, окисление горных пород и древесины, работа двигателей внутреннего сгорания. Выделение большого количества ядовитых газов происходит при ведении взрывных работ на проходческих и очистных работах. Это связано с использованием на этих работах промышленных ВВ содержащих тротил типа аммонит №6ЖВ, граммонит 79/21 и граммонит А. Рассмотренные реакции взрывчатого разложения этих ВВ позволили установить, что в действительности ход реакции более сложен, наряду с первичной реакцией при высокой температуре и давлении имеют место обратимые вторичные реакции, которые сопровождаются взаимодействием с кислородом и превращением двуокиси.

Учитывая все выше сказанное, целью данной работы стало получения количественной картины состояния исходящей струи рудничного воздуха на протяжении 2006-2010 гг.

Объекты и методы исследований. Объектом исследований является канал вентилятора главного проветривания северного, южного и дренажного вентиляционных стволов ЗАО «ЗЖРК». Отбор проб воздуха в исходящей струе вентиляторов главного проветривания осуществляется методами физико-химического контроля, а именно с помощью электрохимического газоанализатора «Палладий-3М» и химического газоанализатора ГХ-М с индикаторными трубками [4]. Для отбора проб использовали следующие инструменты: пробоотборник, представляющий собой трубу, изготовленную из трубчатой стали и аккумулирующий мешок из полиэтилена для пробы воздуха. Для закачки воздуха используется установка пневматическая, которая позволяет с помощью компрессора находящегося непосредственно ней по сети соединенных воздухопроводов (трубка для отбора проб – пневматическая установка – мешок для аккумулирования проб воздуха) закачивать пробы воздуха из исходящей струи отработанного воздуха канала вентилятора.

Порядок отбора проб рудничного воздуха заключался в следующем: доставка инструментов и прибора к вентиляционной установке главного проветривания расположенной на вентиляционном стволе, настройка и подключение оборудования для отбора проб в шлюзовой камере и непосредственно отбор проб исходящей струи рудничного воздуха из канала вентилятора. После того как пневматическая установка и инструменты были доставлены к главной вентиляторной установке их расположили в шлюзовой камере. Шлюзовая камера представляет собой пристройку к каналу вентилятора и имеет герметично закрываемую дверь или люду, которая не допускает утечек воздуха. В камере есть люда, которая имеет выход в канал вентилятора и предназначена для проведения измерения скорости движения воздуха, отбора проб и т.д. Непосредственно в шлюзовой камере выполняли настройку и подключение оборудования для отбора проб воздуха. К «Г-образному» концу пробоотборника присоединяли фильтрующий патрон, со стекловолокном предназначенный для улавливания пыли. После отбора мешки с пробами воздуха доставляли в лабораторию, где с помощью газоанализаторов определяли концентрацию вредных веществ. Общей целью определения концентрации ядовитых газов в исходящей струе рудничного воздуха каналов вентиляторов главного проветривания является получение количественной картины состава исходящего воздуха и исходных данных для расчета санитарно-защитной зоны.

Результаты исследований. Полученные результаты концентраций ядовитых веществ в отобранных пробах рудничного воздуха на протяжении 2006-2010 гг. представлены в таблицах 1 и 2.

Анализ источников загрязнения в шахте позволил установить, что основными источниками выделения в рудничную атмосферу оксида углерода, оксидов азота и диоксида серы являются буровзрывные работы и самоходное оборудование с двигателями внутреннего сгорания.

Таблица 1

Результаты измерений концентрации ядовитых газов в исходящей струе воздуха каналов вентиляторов главного проветривания

Газ	Концентрация загрязняющих веществ, мг/м ³				
	2006	2007	2008	2009	2010
Северный вентиляционный ствол (СВС)					
CO	36	40	32	39	38
NO+NO ₂	2,3	2,4	2,1	2,4	2,3
SO ₂	3,2	3,3	3,0	3,3	3,3
Дренажный вентиляционный ствол (ДВС)					
CO	39	43	35	43	41
NO+NO ₂	1,2	1,4	1,1	1,4	1,3
SO ₂	3,2	3,3	3,1	3,3	3,3
Южный вентиляционный ствол (ЮВС)					
CO	34	38	31	37	36
NO+NO ₂	2,1	2,3	2,0	2,2	2,2
SO ₂	3,2	3,4	3,1	3,4	3,4

Таблица 2

Результаты расчета интенсивности выброса

Год	Производительность вентилятора, м ³ /с	Скорость движения воздуха, м/с	Интенсивность выброса					
			CO		NO+NO ₂		SO ₂	
			г/с	кг/ч	г/с	кг/ч	г/с	кг/ч
Северный вентиляционный ствол (СВС)								
2006	217	14,47	7,812	28,12	0,499	1,797	0,694	2,498
2007			8,680	31,25	0,521	1,876	0,716	2,578
2008			6,944	25,00	0,456	1,642	0,651	2,344
2009			8,463	30,47	0,521	1,876	0,716	2,578
2010			8,246	29,69	0,499	1,797	0,716	2,578
Дренажный вентиляционный ствол (ДВС)								
2006	232	14,50	9,048	32,57	0,278	1,001	0,742	2,671
2007			9,976	35,91	0,325	1,170	0,766	2,758
2008			8,120	29,23	0,255	0,918	0,719	2,588
2009			9,976	35,91	0,325	1,170	0,766	2,758
2010			9,512	34,24	0,302	1,087	0,766	2,758
Южный вентиляционный ствол (ЮВС)								
2006	257	14,95	8,738	31,46	0,540	1,944	0,822	2,959
2007			9,766	35,16	0,591	2,128	0,874	3,146
2008			7,967	28,68	0,514	1,850	0,797	2,869
2009			9,509	34,23	0,565	2,034	0,874	3,146
2010			9,252	33,31	0,565	2,034	0,874	3,146

Для установления взаимосвязи концентрации вредных веществ в отобранных пробах воздуха и показателями по шахте за период 2006-2010 гг. были собраны данные по годовой производительности, общему и удельному расходам взрывчатых веществ, полученные сведения представлены в таблице 3.

Таблица 3

Годовая производительность, общий и удельный расходы ВВ
по ЗАО «ЗЖРК» за период 2006-2010 гг.

Год	Годовая производительность, млн. т/год	Годовой общий расход ВВ, кг	Удельный расход ВВ, кг/т
2006	4,31	2794943	0,648
2007	4,40	3003133	0,683
2008	4,50	2768779	0,615
2009	4,30	2909648	0,677
2010	4,50	3000078	0,667

Выполненные измерения концентрации ядовитых газов в исходящих струях воздуха каналов вентиляторов главного проветривания позволили установить зависимости концентрации вредных веществ от удельного расхода ВВ для каждого вентиляционного ствола шахты. Так для северного вентиляционного ствола были установлены зависимости концентрации окиси углерода (рис. 1, а), оксидов азота и диоксида серы (рис. 1, б) от удельного расхода ВВ, которые изменяются по линейному закону.

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2003, получены эмпирические уравнения зависимостей концентрации C ядовитых газов в исходящей струе канала вентилятора на северном вентиляционном стволе от удельного расхода ВВ q .

Для определения концентрации оксида углерода в исходящей струе воздуха канала вентилятора северного вентиляционного ствола (рис. 1, а), зависимость имеет вид:

$$C = 115,1 \cdot q - 38,71, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 99,8\%, \quad (1)$$

где R – достоверность аппроксимации, %.

Для определения концентрации оксидов азота в исходящей струе воздуха канала вентилятора северного вентиляционного ствола (рис. 1, б), зависимость имеет вид:

$$C = 4,31 \cdot q - 0,54, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 93,4\%. \quad (2)$$

Для определения концентрации диоксида серы в исходящей струе воздуха канала вентилятора северного вентиляционного ствола (рис. 1, б), зависимость имеет вид:

$$C = 4,61 \cdot q + 0,187, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 94,2\%. \quad (3)$$

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2003, аналогично были получены эмпирические уравнения зависимостей концентрации C ядовитых газов в исходящей струе канала вентилятора на дренажном вентиляционном стволе от удельного расхода $ВВ$ q .

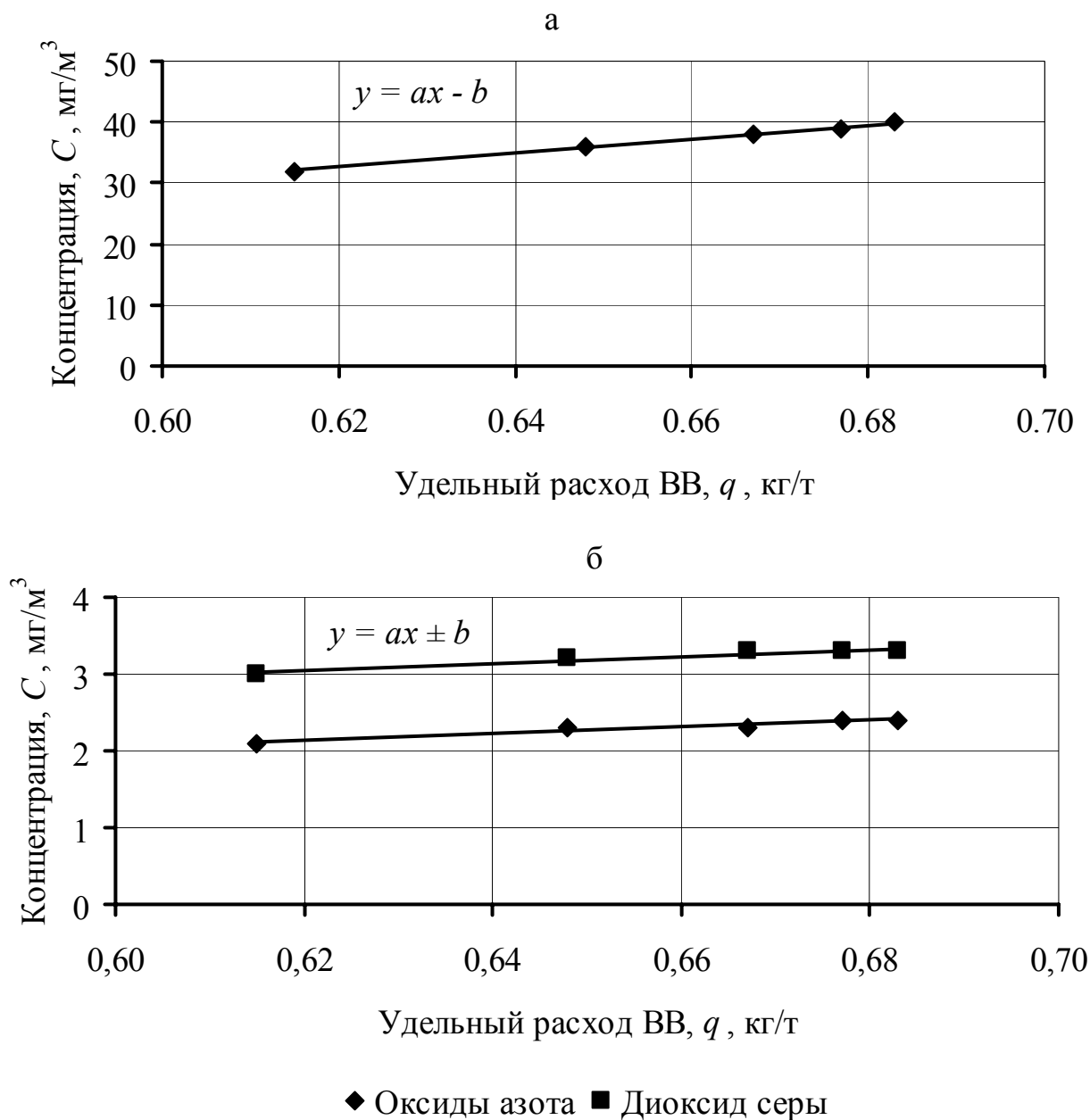


Рис. 1. Изменение концентрации ядовитых газов в исходящей струе от удельного расхода ВВ для северного вентиляционного ствола: а – окись углерода; б – оксиды азота и диоксид серы

Для определения концентрации оксида углерода в исходящей струе воздуха канала вентилятора дренажного вентиляционного ствола, зависимость имеет вид:

$$C = 121,4 \cdot q - 39,65, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 99,1\%. \quad (4)$$

Для определения концентрации оксидов азота в исходящей струе воздуха канала вентилятора дренажного вентиляционного ствола, зависимость имеет вид:

$$C = 4,64 \cdot q - 1,75, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 95,6\%. \quad (5)$$

Для определения концентрации диоксида серы в исходящей струе воздуха канала вентилятора дренажного вентиляционного ствола, зависимость имеет вид:

$$C = 3,18 \cdot q + 1,146, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 95,5\%. \quad (6)$$

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2003, аналогично были получены эмпирические уравнения зависимостей концентрации C ядовитых газов в исходящей струе канала вентилятора на южном вентиляционном стволе от удельного расхода ВВ q .

Для определения концентрации оксида углерода в исходящей струе воздуха канала вентилятора южного вентиляционного ствола, зависимость имеет вид:

$$C = 100,8 \cdot q - 31, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 99,5\%. \quad (7)$$

Для определения концентрации оксидов азота в исходящей струе воздуха канала вентилятора дренажного вентиляционного ствола, зависимость имеет вид:

$$C = 4 \cdot q - 0,46, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 93,4\%. \quad (8)$$

Для определения концентрации диоксида серы в исходящей струе воздуха канала вентилятора дренажного вентиляционного ствола, зависимость имеет вид:

$$C = 4,94 \cdot q + 0,05, \text{ мг/м}^3, \text{ при } R = 92,0\%. \quad (9)$$

Таким образом, концентрация C всех ядовитых газов от удельного расхода ВВ q изменяется по линейной зависимости, которая имеет вид:

$$C = a \cdot q \pm b, \quad (10)$$

где a и b – данные числа, содержащие известные величины.

Каждое из этих данных значений изменяется с площадью канала вентилятора главного проветривания S_k по следующим закономерностям:

- оксид углерода

$$a = -54,333 \cdot S_k^2 + 1690,6 \cdot S_k - 13019; \quad (11)$$

$$b = -31,342 \cdot S_k^2 + 972,53 \cdot S_k - 7497,4. \quad (12)$$

- оксиды азота

$$a = -1,0167 \cdot S_k^2 + 31,847 \cdot S_k - 244,64; \quad (13)$$

$$b = 0,675 \cdot S_k^2 - 19,715 \cdot S_k + 144,39. \quad (14)$$

- диоксид серы

$$a = 0,1833 \cdot S_k^2 - 7,1133 \cdot S_k + 70,06; \quad (15)$$

$$b = 0,2283 \cdot S_k^2 - 6,1193 \cdot S_k + 40,602. \quad (16)$$

так как

$$S_k = \frac{Q}{v}, \text{ м}^2, \quad (17)$$

где Q – производительность вентилятора главного проветривания, $\text{м}^3/\text{с}$;
 v – скорость движения воздуха в канале вентилятора главного проветривания, $\text{м}/\text{с}$.

Тогда, подставив уравнения (11)-(17) в выражение (10) и выполнив необходимые преобразования, получим эмпирические формулы, определяющие концентрацию ядовитых газов в исходящей струе рудничного воздуха с учетом производительности вентилятора главного проветривания, скорости движения воздуха и удельного расхода ВВ, которые имеют вид:

– для определения концентрации оксида углерода

$$C = \left(\frac{54,333 \cdot Q}{v \cdot \left(31,116 - \frac{Q}{v} \right)^{-1}} - 13019 \right) \cdot q + \frac{31,342 \cdot Q}{v \cdot \left(\frac{Q}{v} - 31,03 \right)^{-1}} + 7497,4, \text{ мг}/\text{м}^3,$$

при $R = 98,4\%$. (18)

– для определения концентрации оксидов азота

$$C = \left(\frac{1,0167 \cdot Q}{v \cdot \left(31,324 - \frac{Q}{v} \right)^{-1}} - 244,64 \right) \cdot q - \frac{0,675 \cdot Q}{v \cdot \left(\frac{Q}{v} - 29,2074 \right)^{-1}} - 144,39, \text{ мг}/\text{м}^3,$$

при $R = 92,4\%$. (19)

– для определения концентрации диоксида серы

$$C = \left(\frac{0,1833 \cdot Q}{v \cdot \left(\frac{Q}{v} - 38,807 \right)^{-1}} + 70,06 \right) \cdot q + \frac{0,2283 \cdot Q}{v \cdot \left(\frac{Q}{v} - 26,804 \right)^{-1}} + 40,602, \text{ мг}/\text{м}^3,$$

при $R = 92,8\%$. (20)

Определение концентрации вредных веществ в исходящей струе воздуха каналов вентиляторов главного проветривания на вентиляционных стволах шахты позволили:

– установить, что на концентрацию ядовитых газов в исходящей струе рудничного воздуха влияет расход ВВ;

– выявить закономерности изменения концентрации оксида углерода, оксидов азота и диоксида серы в исходящей струе воздуха для каждого вентиляционного ствола шахты от удельного расхода ВВ;

– получить эмпирические формулы позволяющие определить концентрации вредных веществ в исходящей струе воздуха канала вентилятора, которые могут быть использованы для любой горнорудной шахты с учетом производительности вентилятора главного проветривания, скорости движения струи воздуха в канале вентилятора и удельного расхода ВВ.

Список литературы

1. Охрана окружающей среды в горной промышленности.- В.И. Николин, Е.С. Матлак. - К.: Вища школа, 1987. - 192 с.
2. Покорители недр таврии. Посвящается добыче 100-миллионной тонне руды! / Под коорд. В.В. Фортунина. – Запорожье: РА «Цель», 2003. – 156 с.
3. Документи, у яких обґрунтовуються обсяги викидів, для отримання дозволу на викиди забруднюючих речовин в атмосферне повітря стаціонарними джерелами для підприємства з іноземними інвестиціями у формі закритого акціонерного товариства «Запорізький залізорудний комбінат». - Мала Білозерка, 2008. – 336 с.
4. Ауров В.В. Методи і засоби вимірювань параметрів довкілля. - Одеса, 2001, – 260 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Колесником В.Є.
Надійшла до редакції 11.05.11*

УДК 622.235:622.457.5

© Г.П. Кривцун, С.Б. Микрюков, Я.Я. Лебедев

АЭРОДИНАМИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ НЕГЕРМЕТИЧНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

На основании анализа аэродинамических процессов в воздушных потоках, протекающих в негерметичных каналах получены расчетные зависимости для определения величины депрессии на участке выработки с равномерно распределенной негерметичностью.

На підставі аналізу аеродинамічних процесів у повітряних потоках, що протікають у негерметичних каналах отримані розрахункові залежності для визначення величини депресії на ділянці виробки з рівномірно розподіленою негерметичністю.

On the basis of analysis of aerodynamic processes in the currents of air, flowing in untight channels calculation dependences for determination of size of depression on the area of making with the no evenly distributed impermeability are got.

При исследовании аэродинамических процессов воздушных потоков в негерметичных горных выработках последние целесообразно разделить на 2 типа:

- выработки с непрерывным изменением расхода воздуха по их длине;
- выработки с дискретным изменением расхода воздуха.

Рассмотрим теоретические основы движения воздушных потоков переменной массы для этих типов выработок (воздуховодов) и установим влияние характера негерметичности на аэродинамическое сопротивление основному воздушному потоку, определим причины его изменения.

В основу теории движения потока с непрерывным изменением расхода, положены уравнения И.В. Мещерского [1], для случая движения твердого тела переменной массы. При отделении массы эти уравнения имеют вид

$$\left. \begin{aligned} d(mx') &= x - \frac{dm_1}{dt} \alpha \\ d(my') &= y - \frac{dm_1}{dt} \beta \\ d(mz') &= z - \frac{dm_1}{dt} \gamma \end{aligned} \right\},$$

где m – масса движущегося тела; x', y', z' – проекции скорости движения тела на координатные оси; x, y, z – проекции равнодействующей силы, приложенных к телу; m_1 – отделяющаяся масса; α, β, γ – проекции скорости отделяющейся массы на координатные оси; t – время.

При выводе этого уравнения принимались следующие основные допущения:

- изменение массы происходит непрерывно;
- движение одной из точек тела полностью определяет движение всего тела в целом;
- действующие силы приводятся к одной равнодействующей;
- масса тела не зависит от скорости.

В дальнейшем В.М. Маковеевым [2], И.Н. Коноваловым [3], Г.А. Петровым были получены дифференциальные уравнения движения жидкости с переменной массой.

Ниже приводится дифференциальное уравнение, полученное Г.А. Петровым [4]

$$d \frac{\alpha_0 V^2}{2g} + \frac{dP}{\gamma} + dZ + i_f dx + \alpha_0 (V - \theta) V \frac{dQ}{Q},$$

где α_0 – корректив количества движения; V – средняя скорость течения жидкости в трубе; P/γ – пьезометрический напор; Z – отметка (удельная энергия положения); i_f – уклон трения; θ – проекция скорости отделяющейся части жидкости на направление движения основного потока; Q – расход жидкости движущейся в трубопроводе; g – ускорение силы тяжести.

Непосредственное интегрирование этого уравнения невозможно, поскольку в него входят величины θ и i_f , которые зависят от средней скорости V . При отделении части воздуха, например, через обрушенное пространство, между векторами скорости отделяющегося и основного потоков имеется некоторый угол β , в общем случае отличный от 90° . Величина этого угла зависит от характера и степени уплотнения обрушенных пород в обрушенном пространстве, силы, обусловленной избыточным давлением в месте отделения. Величина этих сил по длине потока изменяется а, следовательно, изменяются и величины θ и β . Оказывается, что учесть эти изменения весьма трудно, а иногда и вовсе невозможно. Кроме того, довольно сложным является учет потерь напора по длине потока с переменным расходом. Здесь происходит непрерывное изменение

эпюры осредненных скоростей, а отделение части потока обуславливает изменение масштаба турбулентности основного потока.

Непрерывно по длине потока изменяется и число Рейнольдса, причем, на некоторой части воздуховода движение потока может происходить вне пределов квадратичной области сопротивления, где коэффициент аэродинамического сопротивления зависит только от относительной шероховатости воздуховода.

Учесть все это многообразие факторов какой-либо одной зависимостью не представляется возможным. В гидравлике в аналогичных случаях потери напора условно определяют по зависимостям равномерного движения:

$$i_f = \frac{\lambda}{4h} \frac{V^2}{2g} = \frac{V^2}{C^2 R} = \frac{Q^2}{k^2},$$

где λ – коэффициент гидравлического трения; R – гидравлический радиус трубопровода; C – коэффициент Шези; k – модуль расхода.

В общем случае

$$\lambda = f(Re, \bar{\Delta}),$$

где $\bar{\Delta}$ – относительная шероховатость.

Так как по длине воздуховода число Рейнольдса изменяется непрерывно, изменение величин λ и i_f происходит аналогично.

Некоторые авторы в расчетах предлагают пренебрегать этим изменением и считают

$$\lambda = f(V_m, \bar{\Delta}),$$

где V_m – средняя скорость потока в начале воздуховода [2]. Другие, для учета изменения i_f , принимают

$$\lambda = f\left(\frac{V_m + V_0}{2}, \bar{\Delta}\right),$$

где V_0 – средняя скорость потока в конце участка,

Кроме указанных выше допущений, при интегрировании уравнения движения потока с переменной массой необходимо учитывать закон изменения расхода по длине выработки [4]. Это позволит, в конечном счете, получить расчетные зависимости для определения величины депрессии на участке выработки с равномерно распределенной негерметичностью.

Из сказанного выше можно сделать вывод, что как расчетная модель, так и уравнения движения потока с непрерывным изменением расхода по длине не могут быть использованы для расчета воздухопроводов с дискретным изменением расхода. Согласно работам [2,3,4], эти методы с некоторым приближением могут быть использованы только для расчета воздуховода, в котором расстояние между точками проявления негерметичности не превышает одного диаметра.

Схема движения потока переменной массы в воздуховоде с дискретно-распределенной негерметичностью представлена на рис. 1,б и 2.

Предположим, что на участке L_{nep} происходит выравнивание продольного профиля осредненных скоростей.

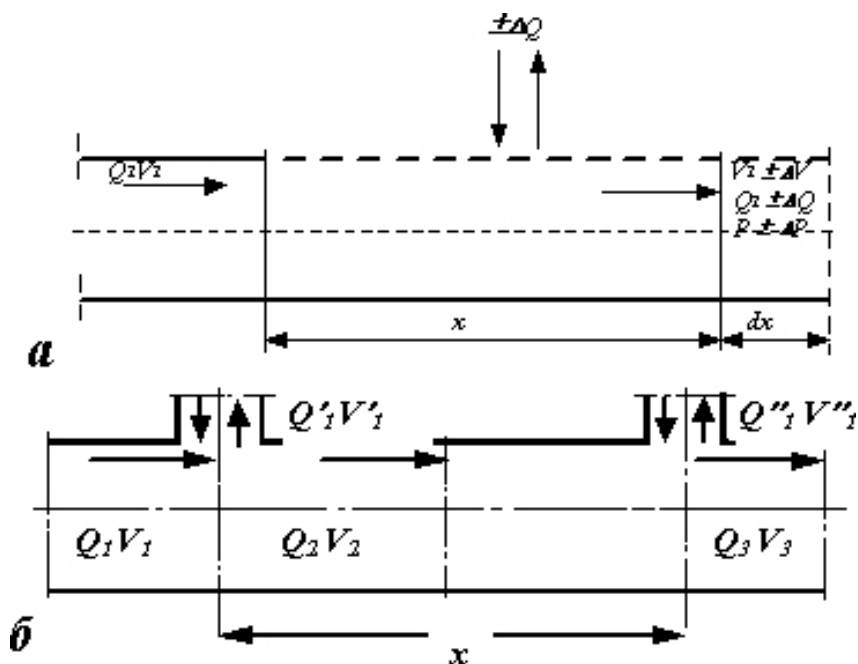


Рис. 1. Негерметичные воздуховоды: *а* – с непрерывным изменением расхода воздуха по длине; *б* – с дискретным изменением расхода воздуха по длине.

На длине некоторого участка L_{np} , который назовем “участок изменения расхода”, происходит переформирование эпюры осредненных скоростей, вызванное влиянием положительной или отрицательной негерметичности. Сечение 1-1 определяется местом установившегося движения. Согласно работе [5], $L_{np} = 2 \div 3D$.

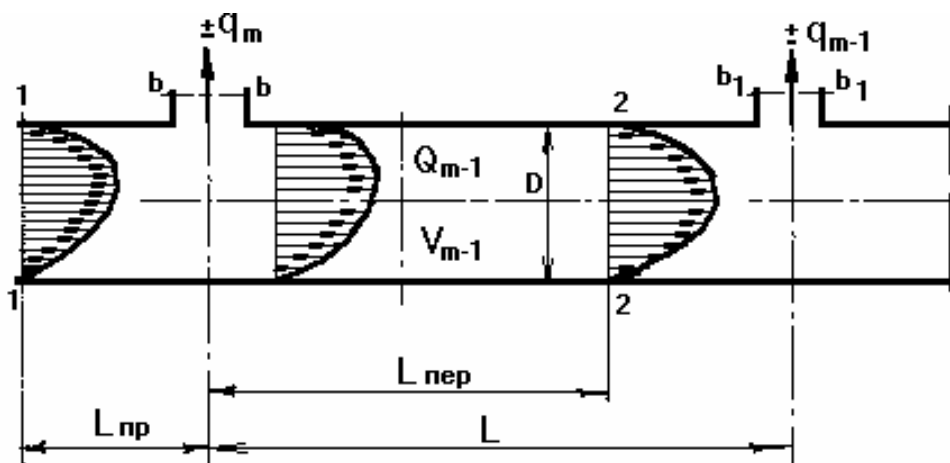


Рис.2. Кинематика потока на участке трубопровода с дискретной негерметичностью

В пределах этого участка происходит нарушение баланса энергии по сечению потока, характерного для установившегося потока и изменение эпюры скоростей.

В пределах области разделения потоков распределение давлений по сече-

ниям не соответствует гидравлическому закону. Градиент давления вдоль основного потока оказывается отрицательным, что в некоторых случаях при отрицательной негерметичности может вызвать отрыв транзитной части потока от стенки, противоположной выпуску (утечке). В этой зоне наблюдается повышенная пульсация скорости и давлений, особенно вблизи поверхности раздела транзитного и отделяющегося потоков. После отделения или присоединения части потока эпюра скоростей в сечении на некотором расстоянии от характерной точки L_{nep} изменяется и приобретает вид, характерный для условий равномерного движения $L_{np}=(5-15)D$. Однако эти данные относятся к экспериментам на гидромоделях с гладкими стенками, следовательно, для условий движения потоков в горных выработках необходимо произвести дополнительные исследования.

Негерметичность и прилегавшая к ней часть выработки является источником так называемых местных потерь депрессии, которые сосредоточены в пределах участков изменений расхода и переходного ($L_{np}+L_{nep}$). Если эти потери условно отнести к сечению, проходящему через ось негерметичности, то всю выработку на участке с негерметичностями можно представить в виде ряда узлов местных сопротивлений, в которых происходят изменения расхода и участков равномерного движения с постоянным вдоль пути расходом.

Такая расчетная модель позволяет при рассмотрении задачи о движении воздуха в выработке с дискретным изменением расхода по длине использовать метод фрагментов в котором экспериментальные или теоретические исследования условий движения потока в районе одной негерметичности могут быть распространены на всю систему негерметичностей "работающих" совместно. Для случая, когда расстояние между негерметичностями (шаг негерметичностей) $L \geq L_{np} + L_{nep}$, такое предположение вполне справедливо. При $L < L_{np} + L_{nep}$ на течение потока у рассматриваемой негерметичности в большей или меньшей степени (в зависимости от расстояния между негерметичностями) могут оказывать влияние условия движения у соседних негерметичностей. Поэтому решения, базирующиеся на исследованиях одиночной негерметичности, требуют определения опытным путем границ, в которых влиянием негерметичностей друг на друга можно пренебречь.

В зависимости от размеров негерметичности, параметров выработки и расстояния между негерметичностями, характер распределения расхода воздуха при этом может быть весьма разнообразным.

Задача аэродинамического расчета воздухопроводов с дискретным изменением расхода сводится к определению коэффициентов потерь депрессии на негерметичных участках.

Как правило, методы аэродинамического расчета в таких задачах базируются на уравнении баланса удельной энергии.

Таким образом, характер потоков в выработках с дискретным и непрерывным изменением расхода по длине значительно отличаются друг от друга. Поэтому, как отмечалось выше, при решении задач о движении потоков воздуха в каждом из этих случаев следует исходить из различных расчетных моделей.

Список литературы

1. Мещерский И.В. Работы по механике тел переменной массы. – М.: Рос.изд. техн.-теорет. лит., 1952. – 286 с.
2. Маккавеев В.М. О теоретическом определении коэффициента местных гидравлических сопротивлений// Труды ЛИИВТ. – 1932. Вып.1. – С. 28–33.
3. Коновалов И.М. Уравнение движения жидкости переменной массы. – Труды ЛИИВТа – 1937. – С. 74– 83.
4. Петров Г.А. Движение жидкости с изменением расхода вдоль пути. – М.: Стройиздат, 1951. – 214 с.
5. Вепров В.С. Определение места установки вентиляторов частичного проветривания при их последовательной работе на жесткий воздухопровод. – М.: ЦИТИУгля, 1960. – 34 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Голінком В.І.
Надійшла до редакції 06.06.11*

УДК 004.8+ 65.012+519.72

© Л.М. Коротенко, Г.М. Коротенко, М.В. Евсюков, А.Т. Харь

ОНТОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ЗНАНИЙ В СИСТЕМЕ МОНИТОРИНГА ЛЕСНЫХ ПОЖАРОВ, ИСПОЛЬЗУЮЩЕГО ДАННЫЕ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ

Приведены результаты онтологического инжиниринга (проектирования и разработки онтологий) в области мониторинга лесных пожаров, использующего данные дистанционного зондирования Земли.

Наведені результати онтологічного інжинірінга (проекування та розробки онтологій) в галузі моніторингу лісових пожеж, що використовує дані дистанційного зондування Землі.

Results of ontological engineering (designing and working out ontologies) in the field of the monitoring of forest fires using the data of remote sensing of the Earth are resulted.

Вступление. Экологическая безопасность (ЭБ) — одна из составляющих национальной безопасности, совокупность природных, социальных и других условий, обеспечивающих безопасную жизнь и деятельность проживающего (либо действующего) на данной территории населения и обеспечение устойчивого состояния биоценоза естественной экосистемы [1]. Это также процесс обеспечения защищенности жизненно важных интересов личности, общества, природы, государства и всего человечества от реальных или потенциальных угроз, создаваемых антропогенным или естественным воздействием на окружающую среду. Единым критерием оценки (ЕКО) экологической безопасности естественной экосистемы и её устойчивости является нерушимость естественного биотопа основного биоценоза и его способность к восстановлению при антропогенном воздействии.

Лесные пожары (ЛП) являются природной чрезвычайной ситуацией (ЧС) государственного масштаба, наносящей существенный ущерб ЭБ Украины. Они оказывают разрушительное воздействие на древостой, вызывают повреж-

дение органического слоя почвы и ее эрозию, загрязняют атмосферу и воду продуктами горения. Задымление от крупных и массовых ЛП дестабилизирует автомобильное, железнодорожное и воздушное транспортное сообщение, приводит к нарушению нормального функционирования промышленных объектов, оказывает отрицательное воздействие на состояние здоровья населения. Кроме того, ландшафтные пожары наносят существенный экономический ущерб, связанный с организацией их тушения и стоимостью уничтоженных огнем природных ресурсов. Для эффективной защиты лесных насаждений необходимо наличие комплексной системы оперативного мониторинга, объединяющей в себе информационные и космические технологии.

Среди существующих методов контроля состояния лесов, наряду с наземными системами наблюдения (наблюдательные пункты, стационарные датчики) и авиационным патрулированием, для оперативного обнаружения пожаров на ранней стадии развития широкое применение получили системы спутникового мониторинга. Источниками данных, по которым на сегодняшний день возможно производить оперативный пирологический мониторинг территории Украины, являются мультиспектральные снимки со спутниковых систем NOAA (сканер AVHRR) и TERRA (сканер MODIS) [2]. Эти системы функционируют в режиме прямого вещания, что обеспечивает свободный доступ к собираемым ими данным, кроме того, их совместное использование позволяет получать до 8 снимков требуемой территории в сутки. Характерной особенностью информации, собираемой радиометрами AVHRR и MODIS, является географическая привязка. Но данные материалы имеют глобальный характер для планеты в целом, и их применение для качественных исследований отдельных рассматриваемых регионов связано с рядом трудностей.

Постановка задач. Эффективное использование спутниковых снимков предполагает их проблемно-ориентированный анализ [2]. Решением разнообразных тематических задач, связанных с анализом данных ДЗЗ занимается достаточно большое количество организаций, и соответственно, каждая организация имеет свой собственный архив данных. Однако, в настоящее время в Украине не существует единого информационного центра, содержащего оперативные и достоверные сведения о лесных пожарах. Для получения полного представления о возгораниях лесных массивов необходимо извлекать информацию из различных источников, но этот процесс усложняется отсутствием организованного представления знаний о всех компонентах предметной области лесной пирологии. Поэтому актуальной задачей является создание комплексной модели мониторинга лесных пожаров с использованием методов ДЗЗ и инструментов компьютерного управления знаниями [3].

Особенности описания знаний о мониторинге лесных пожаров.

Лесной пожар является динамическим стохастическим процессом, следовательно, его описание и анализ требуют использования исчерпывающих и разносторонних знаний, существующих в данной области. Однако получение подобных знаний на практике весьма затруднительно, что обусловлено сложным характером и изменчивостью поведения крупных многодневных лесных пожа-

ров, развивающихся на большой площади в изменяющихся природных и погодных условиях. Также имеют место следующие недостатки существующих систем мониторинга [3]:

- неполная или неточная информация о характеристиках леса, топографии местности, локальных метеоданных;
- недостаточное количество оперативных космических снимков лесных пожаров, имеющих высокое разрешение;
- не всегда достоверная отчетная информация, поступающая из различных ведомств.

Решением вышеперечисленных проблем может стать онтологическая база знаний лесной пирологии Украины, которая обеспечит единое понимание терминов и понятий в данной области, организует и формализует имеющиеся знания, реализует функции справочного и обучающего инструмента, и повысит эффективность анализа данных дистанционного зондирования Земли. Одним из подходов для извлечения знаний в прикладных предметных областях является т.н. онтологический инжиниринг, представляющий собой процесс проектирования и разработки многоуровневых онтологий [4].

В данной работе рассмотрена онтология-основа предлагаемой базы знаний, в которой были определены основные классы исследуемой предметной области: «Окружающая среда», «Экологическая безопасность», «Пожар», «Погода» и «ДЗЗ» (рис. 1, рис. 2).

Описание онтологии лесной пирологии.

В качестве программного средства для создания онтологии был выбран редактор онтологий Protégé 4.1.rc4, поддерживающий языки OWL, DAML+OIL, RDF(S); XML Schema [3]. Выбор указанного программного продукта обусловлен его доступностью, широкой функциональностью и относительной простотой использования. Визуализация онтологий, получаемых на основе онтологического инжиниринга выполняется в графовом представлении с помощью плагина OntoGraph (рис.2).

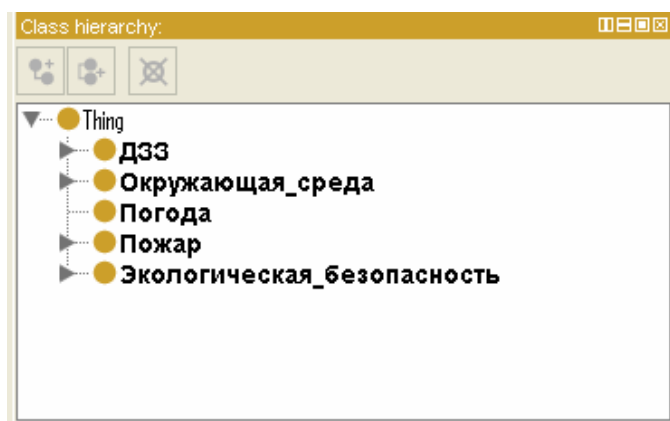


Рис.1 Иерархия базовых классов онтологий мониторинга ЛП

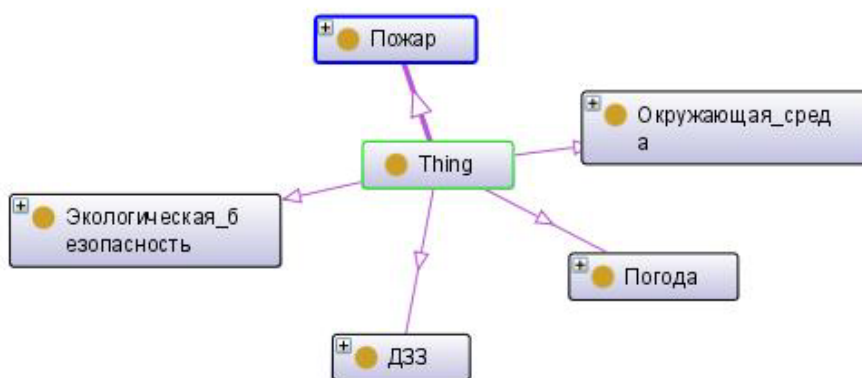


Рис. 2. Графовое представление базовых классов онтологии

Класс «ДЗЗ» включает подклассы «Снимок» и «Спутник», последний из которых содержит подкласс «Датчик» (рис.3). Данные классы описывают метаданные, характеризующие каждый отдельный космический снимок, а также полную информацию об используемых спутниковых системах.



Рис. 3. Развернутое представление класса «ДЗЗ»

Класс «Окружающая среда» содержит подклассы «Гидросфера», «Атмосфера», «Литосфера» и «Биосфера» (рис. 4).

Так как класс «Биосфера» описывает разнообразные характеристики лесных насаждений, данный класс рассмотрен более подробно. Для подкласса «Лес» определен ряд атрибутов, характеризующих лесные массивы, располагающиеся в разных районах Украины. Среди данных атрибутов следует особо выделить атрибут «Класс пожарной опасности». Количественным отражением угрозы возникновения лесного пожара является комплексный показатель пожароопасности по метеорологическим условиям, разработанный В.Г. Нестеровым [5]. Он рассчитывается для погодных условий на конкретной территории за значительный период времени. Так, например, для характеристики степени пожарной опасности лесных массивов Украины весь диапазон полученных значе-

ний показателя пожарной опасности регионов в работе [5] был поделен на пять интервалов – классов. На рис. 5 представлена карта пожарной опасности лесов на территории Украины.

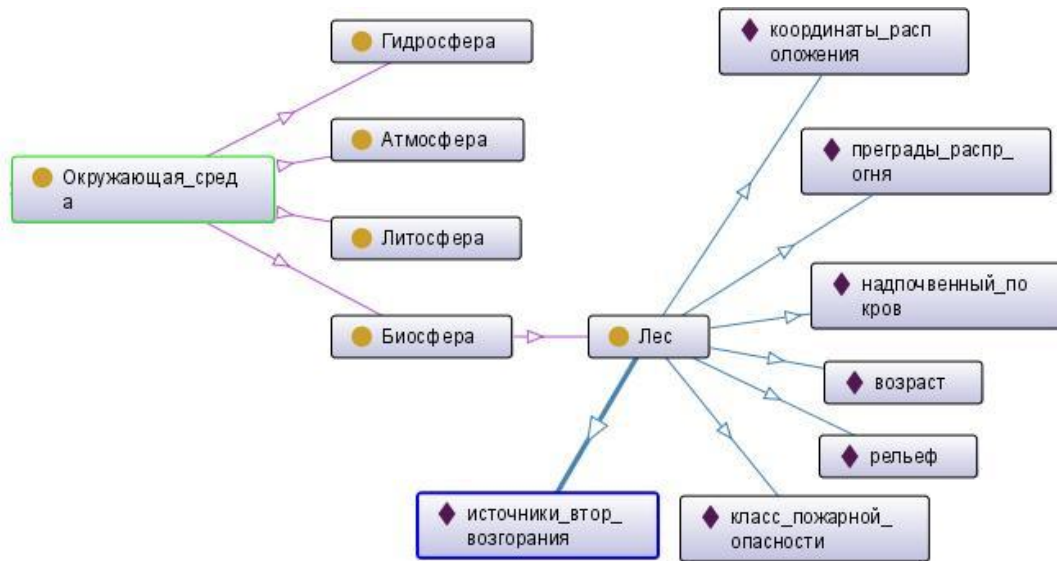


Рис. 4. Развернутое представление класса «Окружающая среда»

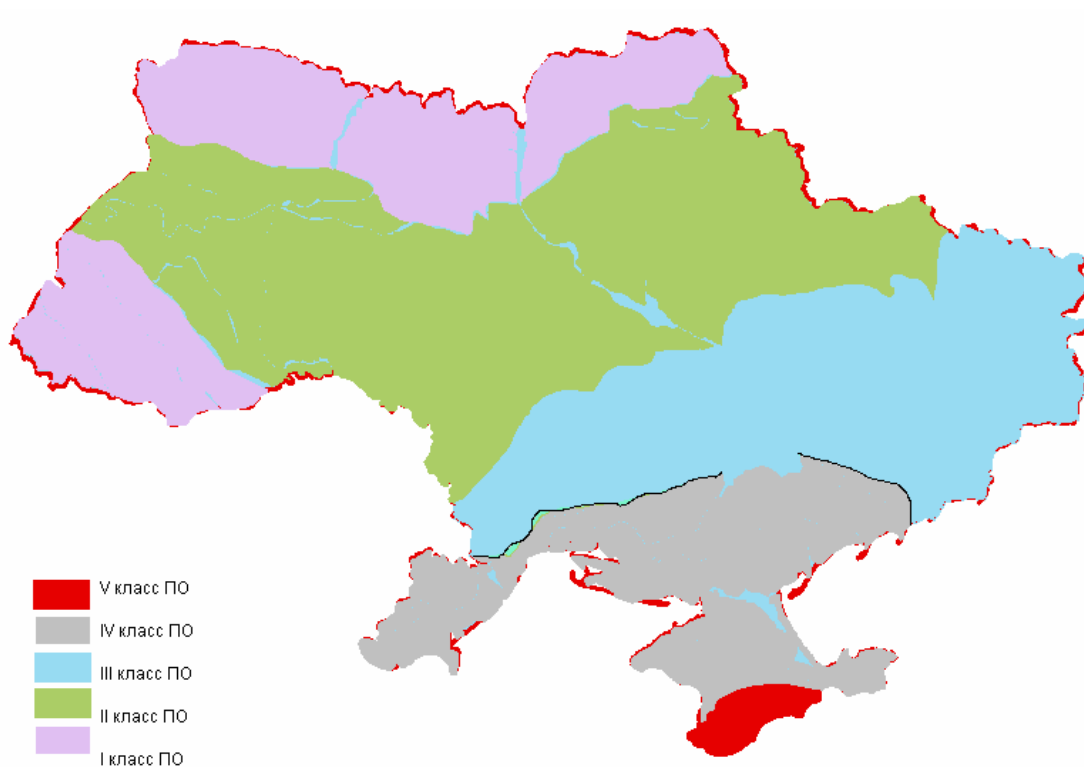


Рис. 5. Карта классов пожарной опасности лесов Украины

Данная карта показывает, что атрибут «Класс пожарной опасности» является достаточно важным и должен обязательно учитываться в разрабатываемой системе онтологий.

На следующей схеме (рис. 6) показано содержание онтологии «Погода», которая с помощью соответствующих атрибутов описывает метеорологические условия, характеризующие ситуацию, в которой произошло возникновение лесного пожара.



Рис. 6. Развернутое представление класса «Погода»

Класс «Пожар» содержит подклассы, реализующие классификацию природных пожаров по месту возникновения: «Лесной», «Степной» и «Ландшафтный» (рис. 7). Каждый из этих подклассов описывается сходным набором атрибутов, показанных на примере подкласса «Лесной».



Рис. 7 Развернутое представление класса «Пожар»

Для класса «Экологическая_безопасность» определены подклассы «Система», «Политика_деятельности» и «Методы» (рис. 8).

Классы разработанной онтологии взаимодействуют между собой следующим образом: класс «Экологическая безопасность» связан с классами «Окружающая среда» и «ДЗЗ», класс «Пожар» - с классами «Окружающая среда»,

«ДЗЗ» и «Погода». Подобные взаимосвязи обусловлены структурой исходных знаний о лесной пирологии, системе экологической безопасности и дистанционном зондировании Земли, использованных для составления терминологического словаря онтологии.



Рис. 8 Развернутое представление класса «Экологическая безопасность»

Заключение. Современные системы мониторинга строятся на основе интеграции компонентов, представляющих собой средства обработки содержимого локальных и распределенных баз картографических данных и постоянно поступающего потока данных дистанционного зондирования, сопровождаемых широким спектром метаданных. Повысить производительность обработки, анализа и подготовки материалов для принятия решений на основе компьютерной обработки такого комплекса многоуровневых наборов данных можно только с помощью систем интеллектуального анализа данных на базе онтологического инжиниринга.

Онтологии представляют собой мощное средство описания разнообразных данных. По своей сути, они являются средством организации универсального интерфейса в среде существующих структур данных и знания об их организации, обработке и исследовании. Таким образом, они служат базисом для создания образований данных, обрабатываемых компьютерами значительно гибче, чем раньше, используя при этом интеграцию разнообразных инструментов хранения и средства коммуникации точно выбираемых для задач из разных предметных областей программных приложений.

В настоящей работе создана онтология лесной пирологии для целей мониторинга лесных пожаров на территории Украины. Практическое значение полученных результатов заключается в том, что впервые на базе редактора онтологий Protégé 4.1.rc4, поддерживающего языки OWL, DAML+OIL, RDF(S); XML Schema разработаны базовые классы онтологий в предметной области ЛП.

Ожидается, что применение подобной базы знаний в процессе анализа данных дистанционного зондирования Земли увеличит количественный и качественный состав получаемой информации и повысит оперативность мониторинга лесных пожаров с целью повышения экологической безопасности Украины. Дальнейшее направление работ связано с разработкой нижележащих таксономических иерархий, и также определению слотов и описанию допустимых значений этих слотов для всех уровней онтологических иерархий в структуре мониторинга ЛП.

Список литературы

1. Большеротов А.Л. Система оценки экологической безопасности строительства. / А.Л.Большеротов - М.: Издательство Ассоциации строительных вузов, 2010. - 216 с.
2. Дистанционное геотермическое картографирование. [Электронный ресурс]: *Режим доступа*: <http://gis-lab.info/qa/thermal.html>. (Заголовок с экрана).
3. Linkova Zdenka. Building Ontologies for GIS-Part 2. / Zdenka Linkova, Radim Nedbal, Martin Rimnac. Technical report No. 938. May 2005. Institute of Computer Science. Academy of Sciences of the Czech Republic. – 14 p.
4. Ермаков А. Е. Автоматизация онтологического инжиниринга в системах извлечения знаний из текста // Компьютерная лингвистика и интеллектуальные технологии : тр. Междунар. конф. «Диалог'2008». – М. : Наука, 2004. – С. 282–285.
5. Жарикова М.В. Оценка пожарной опасности леса // Вестник ХНТУ. – №2 (38). – 2010. – С. 207-211.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Власовим С.Ф.
Надійшла до редакції 20.06.11*

УДК 622.235.4

© Е.Б. Устименко, В.И. Голинько

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПОСЛЕДСТВИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ С КОМПОНЕНТАМИ СМЕСЕВОГО ТВЕРДОГО РАКЕТНОГО ТОПЛИВА

Приведені результати екологічного моніторингу атмосферного повітря, грантової води і ґрунту проведеного при проведенні виробничих випробувань емульсійних вибухових речовин мазкі «ЕРА» з компонентами змішаного твердого ракетного палива.

Приведены результаты экологического мониторинга атмосферного воздуха, грунтовой воды и почвы проведенного при проведении производственных испытаниях эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» с компонентами смесового твердого ракетного топлива.

The results of the ecological monitoring of atmospheric air, grantovoy water and soil conducted, are resulted during conducting of production tests of emulsive explosives easily soiled «ERA» with the components of the mixed hard rocket fuel.

Введение. В последнее время Украина расходует значительные средства на хранение, обслуживание и утилизацию отслуживших свой срок или снятых с вооружения взрывоопасных конверсионных изделий и материалов, начиная от обычных снарядов и мин и оканчивая такими сложными и дорогостоящими изделиями как трехступенчатые твердотопливные межконтинентальные балли-

стические ракеты (МБР) типа РС-22. В настоящее время все украинские МБР с ракетными двигателями твердого топлива (РДТТ) сняты с вооружения, демонтированы и согласно «Программы совместного уменьшения угрозы» между Правительствами Украины и США основная их часть должна быть уничтожена или утилизирована. В качестве полигона для утилизации было выбрано ГП НПО «Павлоградский химический завод».

С экономической точки зрения более перспективной является утилизация МБР, при которой возможно повторное использование отдельных узлов и агрегатов, а также дорогостоящего сырья и материалов, затраченных на изготовление изделий. Основными проблемами, возникающими при утилизации ракет, являются проблемы, связанные с утилизацией ракетных двигателей твердого топлива (РДТТ).

Из известных методов утилизации украинская сторона выбрала наиболее безопасный метод ликвидации путем гидромеханического извлечения топлива из РДТТ с последующей утилизацией извлеченного измельченного твердого ракетного топлива (ТРТ) в промышленные взрывчатые вещества (ВВ).

Постановка задачи. Одним из новых видов разработанных ВВ, в которых используется ракетное топливо, являются эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ) марки «ЕРА». Важным этапом отработки технологического процесса изготовления наливных эмульсионных взрывчатых веществ с ракетным топливом, предназначенных для механизированного заряжания скважин с использованием смесительно-зарядных машин является оценка воздействия ВВ нового типа на атмосферный воздух, грунтовые воды и почву, что и является **целью** выполненного нами экологического мониторинга, результаты которого приведены в настоящей публикации.

Экологический мониторинг проводился специалистами лабораторного комплекса научно-производственных и сертификационных испытаний научно-исследовательского института высокоэнергетических материалов НПО «ПХЗ».

При выполнении экологического мониторинга на местах ведения взрывных работ определялись показатели по наличию и концентрации:

В атмосферном воздухе – оксида углерода, двуокиси азота, хлористого водорода;

В поверхностном грунте – никеля, цинка, меди, свинца, нитратов, аммония;

В поверхностной воде – нитратов, нитритов, азота аммонийного, перхлората аммония.

При проведении исследований загрязнения атмосферного воздуха определение концентрации оксида углерода производили в соответствии с «Руководством по контролю загрязнения атмосферы» РД 52.04.186-89, двуокиси азота - «Руководством по контролю загрязнения атмосферы» РД 52.04.186-90 и хлористого водорода - «Руководством по контролю загрязнения атмосферы» РД 52.04.186-91.

При проведении исследований поверхностной воды определение концентрации нитратов и нитритов производили в соответствии с «Методикой фотометрического определения нитратов с салициловой кислотой в поверхностных

и биологически очищенных водах КНД 211.1.4.027-95», азота аммонийного - «Методикой определения массовой концентрации аммония-ионов фотоколориметрическим методом с реактивом Неслера» МВВ №081/12-0106-03, перхлората аммония - «Методикой определения продукта 28 в воде с применением реактива бриллиантового зеленого Инв. №3518».

При исследовании поверхностного грунта определение массовой концентрации меди, никеля, свинца и цинка производилось методом атомно-абсорбционной спектрофотометрии в соответствии методиками МВВ 081/12-0002-01, МВВ 081/12-0003-01, МВВ 081/12-0009-01 и МВВ 081/12-0013-01. Определение нитратов производилось ионометрическим методом в соответствии с ГОСТ 26951-86, а обменного аммония - ГОСТ 26489-87.

Экологический мониторинг на этапе производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ осуществлялся при проведении взрывных работ в условиях нерудных месторождений ОАО «Новополтавский карьер», ОАО «Кировоградский карьер», ОАО «Новопавловский карьер» и др. карьеров. Указанные месторождения имеют различные структурно-геологические, физико-химические свойства горных пород и наряду с экологическими задачами решался ряд задач относительно промышленной применимости ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ.

При проведении производственных испытаний изготовлено и заряжено в скважины 1196750 кг ЭВВ марки «ЕРА» в том числе марки «ЕРА»-А – 74328 кг, марки «ЕРА»-АМ – 162008 кг, марки «ЕРА»-АL – 249236 кг, марки «ЕРА»-I – 45072 кг, марки «ЕРА»-II – 666106 кг. Всего в ходе проведения экологического мониторинга было проведено 21 комплексное обследование влияния взрывных работ на атмосферный воздух, грунтовые воды и почву. В таблицах 1 – 3 приведены выборочные результаты исследований, выполненных при ведении взрывных работ на карьерах.

Кроме указанных исследований, специалистами Института экогигиены и токсикологии им. Л.И.Медведя МОЗ Украины (Аттестат аккредитации №2Н375) были выполнены исследования продуктов детонации ЭВВ марки «ЕРА» на наличие диоксинов (общее количество возможных изомеров для диоксинов – 75), которые проводились в модельных условиях (замкнутых камерах) и в условиях открытых горных разработок при проведении взрывных работ.

По результатам проведенного экологического мониторинга состояния окружающей природной среды в условиях открытых горных разработок при проведении взрывных работ установлено, что:

- в пробах атмосферного воздуха компоненты ракетных топлив не обнаружены, а содержание анализируемых показателей по другим веществам ниже уровней ПДК;

- в отобранных пробах грунта наличие компонентов ракетных топлив не обнаружено, а также не зафиксировано качественного и количественного изменения анализируемых показателей по сравнению с фоновыми, что подтверждает отсутствие ухудшения состояния почвы за период проведения взрывных работ с использованием ЭВВ марки «ЕРА»;

Таблица 1

Результаты экологического мониторинга атмосферного воздуха при проведении производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА»

Наименование карьера, этап испытаний	Контролируемый показатель	ПДК, мг/м ³	Концентрация, мг/м ³			
			до взрыва	через 30 мин после взрыва	через 45 мин после взрыва	через 60 мин после взрыва
Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-I	Протокол 1					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,3	0,7	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,025	0,028	0,027	0,026
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			
Малокохновский карьер, приемочные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-А	Протокол 4					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,2	0,5	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,027	0,031	0,028	0,027
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			
Новопавловский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-II	Протокол 7					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,4	0,8	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,025	0,028	0,027	0,027
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			
Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-II	Протокол 10					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,5	0,7	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,029	0,032	0,032	0,03
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			

- в отобранных пробах поверхностных и грунтовых вод не зафиксировано наличие компонентов ракетных топлив, а также не зафиксировано качественного и количественного изменения анализируемых показателей.

На основании полученных результатов мониторинговых исследований, можно сделать вывод об отсутствии негативного влияния на состояние окружающей среды применения ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ. Получено заключение Государственного Управления Охраны окружающей среды в Днепропетровской области №262 государственной экологической экспертизы о возможности

применения эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» с ТРТ при использовании машин смесительно-зарядных SMS К-8/7, UMS-11 в условиях открытых горнодобывающих карьеров Украины.

Поведенные производственные испытания ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ и полученные результаты экологического мониторинга позволили:

- выполнить термохимические расчеты составов эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» применительно к условиям нерудных месторождений полезных ископаемых;
- отработать технологические процессы изготовления окислительной и горючей фазы;
- отработать технологические процессы изготовления эмульсий и эмульсионных взрывчатых веществ II класса применения;
- отработать технологический процесс изготовления смеси эмульсии с продуктами ТРТ.

Таблица 2

Результаты экологического мониторинга грунтовой воды при проведении производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА»

Наименование карьера, этап испытаний	Контролируемый показатель	ПДК, мг/дм ³	Концентрация, мг/дм ³	
			До проведения взрыва	После проведения взрыва
Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-I	Протокол 2			
	Нитраты	45,0	3,56	3,61
	Нитраты	3,3	<0,03	<0,03
	Азот аммонийный	2,0	0,21	0,23
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00
Малокохновский карьер, приемочные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-А	Протокол 5			
	Нитраты	45,0	3,52	3,55
	Нитраты	3,3	<0,03	<0,03
	Азот аммонийный	2,0	0,23	0,24
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00
Новопавловский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-II	Протокол 8			
	Нитраты	45,0	20,8	21,1
	Нитраты	3,3	0,34	0,35
	Азот аммонийный	2,0	<0,1	<0,1
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00
Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-II	Протокол 11			
	Нитраты	45,0	4,12	4,16
	Нитраты	3,3	<0,03	<0,03
	Азот аммонийный	2,0	<0,28	<0,28
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00

Таблица 3

Результаты экологического мониторинга почвы при проведении
производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА»

Наименование карьера, этап испытаний	Контролируемый по- казатель	ПДК, мг/кг	Концентрация, мг/кг			
			до взрыва на глубине		после взрыва на глубине	
			5 см	20 см	5 см	20 см
Малокохновский карьер, предвари- тельные испытания ЭВВ марки "ЕРА"- I	Протокол 3					
	Никель	4,0	4,3	4,5	4,5	4,6
	Цинк	23,0	6,4	6,6	6,8	6,7
	Медь	3,0	7,6	7,2	7,9	7,4
	Свинец	32,0	5,4	5,5	5,5	5,6
	Нитраты	130,0	12,5	12,2	12,8	12,3
Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5	
Малокохновский карьер, приемочные испытания ЭВВ марки "ЕРА"-А	Протокол 6					
	Никель	4,0	4,4	4,5	4,6	4,7
	Цинк	23,0	6,2	5,9	6,4	6
	Медь	3,0	7,8	7,9	7,8	8
	Свинец	32,0	5,1	5,6	5,5	5,7
	Нитраты	130,0	12,1	11,7	12,5	11,8
Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5	
Новопавловский карьер, предвари- тельные испытания ЭВВ марки "ЕРА"- II	Протокол 9					
	Никель	4,0	5,6	5,9	5,8	5,8
	Цинк	23,0	<5,0	<5,0	<0,5	<0,5
	Медь	3,0	2,8	2,7	2,9	2,8
	Свинец	32,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0
	Нитраты	130,0	12,1	12,5	12,4	12,4
Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5	
Малокохновский карьер, предвари- тельные испытания ЭВВ марки "ЕРА"- II	Протокол 12					
	Никель	4,0	4,6	4,7	4,8	4,7
	Цинк	23,0	6,6	6,8	6,9	6,7
	Медь	3,0	8,2	8,6	8,5	8,7
	Свинец	32,0	5,1	5,7	5,5	5,8
	Нитраты	130,0	13,5	13,9	13,8	14
Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5	

Выводы. На основании полученных результатов мониторинговых исследований, можно сделать вывод об отсутствии негативного влияния на состояние окружающей среды применения ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ. Получено заключение Государственного Управления Охраны окружающей среды в Днепропетровской области №262 государственной экологической экспертизы о возможности применения эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» с ТРТ при использовании машин смесительно-зарядных SMS K-8/7, UMS-11 в условиях открытых горнодобывающих карьеров Украины.

По результатам выполнения работ были определены оптимальные параметры технологического процесса изготовления ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ обеспечивающие безопасность выполнения технологических операций на всех его участках и исключить негативное влияния на состояние окружающей среды применения данного типа ВВ.

Список литературы

1. К вопросу безопасности процесса ликвидации ступеней МБР SS-24 методами извлечения СТРТ / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, В.С. Дудко, П.В. Швыдько // Тр. Междунар. конф. "Взрывное дело - 99". – М.: МГГУ, 1999. – С. 173 - 176.

2. Шиман Л.Н. Экономические и технические проблемы утилизации ракетных двигателей твердого топлива // Економічний вісник НГА України, Т.2. Матер. міжнар. наук.-практич. конф. "Проблеми та перспективи розвитку економіки України в умовах ринкової трансформації" – Дніпропетровськ, 1999. – С. 267-268.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.

Надійшла до редакції 19.05.11

УДК 669.054

© А.В. Проценко, В.П. Дмитриков, С.А. Гунько, В.В. Егунько

О СОБЛЮДЕНИИ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ СТАНДАРТОВ ПРИ УТИЛИЗАЦИИ ШЛАМОВ ОТРАБОТАННЫХ МАРГАНЕЦ - ЦИНКОВЫХ ГАЛЬВАНИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ

Впервые разработан и опробован гидрохимический реагентный способ утилизации отработанных солевых марганец-цинковых гальванических элементов с учетом их экологических стандартов, позволяющий вторично вернуть в сферу производства компоненты гальванических элементов.

Вперше розроблений і випробуваний гідрохімічний реагентний спосіб утилізації відпрацьованих сольових марганець-цинкових гальванічних елементів з урахуванням їх екологічних стандартів, що дозволяє вдруге повернути у сферу виробництва компоненти гальванічних елементів.

First developed and tested hydrochemical reagent method of disposal of waste salt manganese - zinc galvanic elements, taking into account their environmental standards, allowing a second back into production components galvanic elements.

Введение. Во всех промышленно развитых странах повышение уровня производства, улучшение качества продукции, переработка и вторичное использование отходов в сфере производства, улучшение экологии и возрастание жизненного уровня населения тесно связано с использованием стандартизации в области охраны природы. Система экологических стандартов является неотъемлемой частью стандартов государства, так как необходимо постоянно учитывать антропогенное влияние на окружающую природную среду (ОПС), которое постоянно возрастает во времени и пространстве. Стандартизация является одним из атрибутов государственности, а с другой стороны – нормативным способом управления, она – объективная реальность и одна из форм действия экономических законов развития общества. К настоящему моменту в Украине скопилось около 5 млрд. тонн токсичных куда входят токсичные тяжёлые металлы цинк, кадмий, свинец, ртуть и их соединения, т.д. [1]. Даже для ликвидных отходов их утилизация в среднем не превышает 10-15 %. Ежегодно в Украине исчерпывает свой ресурс миллионы химических источников тока (ХИТ) - аккумуляторы

муляторов и гальванических элементов. Это означает, что образуется десятки тонн отработанных токсичных цветных металлов и их соединений. Большая часть отработанных ХИТ просто выбрасывается на свалку и не утилизируется, загрязняя ОПС, отчуждая и отравляя десятки тысяч гектар плодородной Украинской земли. Отвалы отработанных ХИТ под воздействием атмосферных осадков и грунтовых вод подвергаются коррозии, разрушаются и образуют шламы. По современным воззрениям их относят к техногенным месторождениям [2]. Количество металлов в таких техногенных месторождениях часто превышает их содержание в природных месторождениях, разведка и разработка которых дороже в 5-15 раз. При этом концентрация металла в почве, в грунтовых водах и, как следствие, в водоёмах может превышать в сотни – тысячи раз их экологические стандарты - предельно допустимые концентрации (ПДК).

Защита окружающей среды – одна из приоритетных направлений стандартизации настоящего и будущего, а именно: разработка технических способов, общих правил и норм для анализа состояния окружающей среды, предупреждения загрязнений и создание экологических технологий. Выходом из этой ситуации является полная переработка отработанных ХИТ с возвратом всех их компонентов вторично в сферу производств. Подобный подход осуществляется в США, Японии, Канаде, в странах Европейского Союза, где существуют законодательные акты и организации по сбору, приёму и переработки обработанных ХИТ.

Поскольку Украина ежегодно тратит на покупку цветных металлов, используемых в электротехнической промышленности, миллионы долларов, утилизация обработанных ХИТ актуальна и целесообразна с экологической и экономической точек зрения. Однако следует отметить, что утилизация ХИТ может нанести вред работникам, участвующим в этом процессе, но и привести до значительного загрязнения ОПС. Поэтому очень важно, чтобы «выбросы» токсичных металлов в ОПС и их остаточное содержание после переработки ХИТ было сведено до минимума их действующих экологических стандартов (ПДК).

Экологические стандарты как важнейшая составляющая механизация охраны ОПС, относящаяся к отходам, определяет требования по очистке или утилизации их до экологических стандартов и рассматривают как необходимое средство регулирования отношения в сфере охраны природы, использования ресурсов и управления качеством ОПС. Нормативы качества ОПС определяют предельный уровень загрязняющих элементов в природе, при котором их негативные воздействия не сказываются на здоровье человека.

Для этого необходимо подобрать, либо пересмотреть, либо разработать такой способ утилизации отработанных ХИТ, который бы отвечал всем требованиям по показателям безопасности не только украинских, но и мировых экологических стандартов.

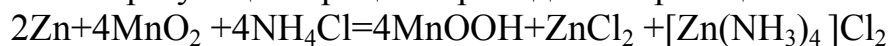
Целью работы является изучение возможности переработки отработанных солевых марганец-цинковых гальванических элементов (МЦГЭ) и разработка ресурсосберегающей и экологической безопасной технологии, позволяющей вернуть компоненты МЦГЭ в среду производства с учётом их экологических стандартов.

Материалы и результаты исследования. Солевые МЦГЭ выпускается в виде стаканчиков массой от 20 г до 1 кг, электродом является корпус из цинка, положительным слой оксида марганца (IV) с токоотводом из графита, электролитом - водная паста из смеси хлоридов цинка и аммония.

Электрохимическая схема МЦГЭ описывается схемой:



Токообразующий процесс проходит по реакции



Продуктами отработанного МЦГЭ являются: металлический корпус из цинка, оксид марганца(IV), хлориды аммония, цинка, оксигидроксида марганца(III) и графитный стержень [3].

Система стандартов рассматривается в соответствии с украинским классификатором нормативных документов (УКНД), в которых все стандарты разделены на группы и подгруппы. Согласно УКНД экологические стандарты марганца и цинка (код цинка 13.060, код марганца 13.080) предусматривают предельно допустимую концентрацию цинка и марганца в окружающей природной среде: ПДК_{Zn} и ПДК_{Mn} в водоемах соответственно 1,0мг/л и 0,1мг/кг, а в грунте – 23,0мг/л и 1500мг/кг соответственно [4]. Для более жесткого критерия в таблице 1 приведены ПДК цинка и марганца в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового пользования.

Таблица 1

ПДК цинка и марганца в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового пользования

Показатель качества воды	Единица измерения	Предельно допустимая концентрация			
		Украина	Польша	Страны ЕС	ВОЗ
Цинк	мг/дм ³	1,00	5,00	0,10-3,00	5,00
Марганец	мг/дм ³	0,10	0,10	0,05	0,10

Анализ научно-технической и патентной литературы показывает, что не существует универсального, то есть эффективного, дешевого и экологически безопасного способа утилизации отработанных ХИТ [5].

В мировой практике применяют пирометаллургические (термические) и физико-химические методы переработки ХИТ [6].

При пирометаллургическом способе лом отработанных ХИТ нагревают до высоких температур 700-1200⁰С с восстановителем (коксовая крошка), либо без него (термический способ) и флюсами щелочных металлов-хлориды и сульфаты. При этом в ОС в зависимости от типа ХИТ выделяются газообразные экологические вредные и токсичные вещества: хлор, оксиды серы, аммиак, хлороводород, хлористый сульфурил и другие вещества. После завершения процесса получают смесь из флюса и сплава металлокомпонентов ХИТ. Экологически этот способ затратен, поскольку требует очистки от газообразных выбросов, разделения флюса и сплава, переработку самого сплава для выделения из него металлов.

Физико-химические методы-обратный осмос, электролиз, электродиализ, сорбция требуют специальной аппаратуры и переводе компонентов ХИТ в растворимое состояние, (используют при этом концентрированные, либо разбавленные растворы), длительны во времени и по этим причинам в условиях Украины экономически неприемлемы.

Нами для решения задачи предлагается гидрохимический реагентный способ утилизации МЦГЭ. Он позволяет отказаться от предварительной разборки гальванических элементов (ГЭ) и их сортировки, не зависит от внутреннего состояния ГЭ, позволяет одновременно перерабатывать все типы ГЭ без существенного изменения технологического процесса использует недорогие реактивы, не требует создания высоких температур, упрощает технологический процесс и его аппаратурное оформление, позволяет улучшить экономические показатели технологии утилизации и сделать её прибыльной. Кроме того, работа с растворами, а не с твердыми веществами (пиromеталлургический, термический способы переработки ГЭ) и их парами при высоких температурах, позволяет повысить экологическую безопасность самого производства и улучшить экологию окружающей среды. Способ основан на различной способности к растворимости и способности к комплексообразованию компонентов МЦГЭ.

Исследования проводили в лабораторных условиях на установке [6]. Отработанные, ГЭ измельчали, за тем измельченную смесь переносили в реактор, где выщелачивали водой и флотировали сжатым воздухом измельченный графит.

Водный раствор хлоридов цинка и аммония отделяли от нерастворимых цинка и соединений марганца вакуумным фильтрованием, упаривали и сушили и получали кристаллический хлорцинкат аммония. Металлический цинк с оксидом и гидроксидом марганца обрабатывали гидроксидом калия в стехиометрическом количестве: при этом цинк переходит в растворимый комплекс, соединения марганца (III) и (IV) остаются в осадке. Фильтрованием разделяли цинк и марганец, раствор комплекса цинка упаривали и сушили. Соединения марганца, оксид и оксигидроксид, сушили и прокаливали при 250°C в атмосфере воздуха для перевода Mn(III) в Mn(IV) . Условия утилизации МЦГЭ: измельчение МЦГЭ на вальцовой мельнице, температура выщелачивания солевой массы хлоридов аммония и цинка водой $20 - 25^{\circ}\text{C}$, расход гидроксида калия на растворение металлического цинка 2 моля гидроксида калия на 1 моль цинка, скорость подачи раствора гидроксида калия 2 мл/с, число оборотов в мешалке 800 – 900 об/мин, расход воздуха на окисление марганца (III) в марганец (IV) 1,2 л/мин, температура сушки продуктов утилизации 120°C , температура прокаливания соединений марганца 250°C . Химизм и этапы процесса утилизации МЦГЭ приведены в таблице 2.

В процессе работы на каждом этапе исследований проводили анализ на содержание марганца, цинка и их соединений классическими и атомно-абсорбционными методами. Анализы показали, что остаточное содержание цинка и марганца во всех случаях по показателям безопасности (ПДК) составляет соответственно $\text{ПДК}_{\text{Zn}}=0,7$ и $\text{ПДК}_{\text{Mn}}=0,07\text{мг/л}$ и соответствуют их экологическим стандартам и отвечают рекомендуемым всемирной организации здоровья и Европейским Союзом.

Таким образом, способ утилизации МЦГЭ, предложенный и опробованный впервые, позволяет получить и вернуть вторично в сферу производства гальванических элементов товарные продукты, а именно: графит, оксид марганца(IV) комплекс цинка $K_2[Zn(OH)_4]$, солевой электролит – хлорцинкат аммония - $ZnCl_2 \cdot 2NH_4Cl$, газообразный водород - для химического и металлургического производства, конденсат обессоленной воды (полученной при упаривании и сушке в процессе утилизации) - для технических целей. Разработанный способ утилизации МЦГЭ является безотходным энерго- и ресурсосберегающим, экологически безопасным, при этом остаточное содержание марганца и цинка не превышает их экологических стандартов. Результаты исследования могут быть рассмотрены на предмет использования в электротехнической отрасли промышленности, связанной с утилизацией ХИТ.

Таблица 2

Этапы и химизм переработки МЦГЭ

Этапы процесса	Результаты
1. Измельчение МЦГЭ	Измельченный МЦГЭ
2. Флотация измельченной массы МЦГЭ и отделение графита фильтрованием и его сушка	Измельченный графит, конденсат воды. Раствор хлоридов цинка и аммония с осадком металлического цинка, оксида марганца (IV) и оксигидроксида марганца (III)
3. Фильтрование раствора с осадком оксида марганца (IV) и оксигидроксида марганца (III)	Осадок оксида марганца (IV) и оксигидроксида марганца (III), металлического цинка. Раствор хлоридов цинка и аммония
4. Упаривание раствора хлоридов цинка и аммония, сушка полученного продукта	Кристаллический хлороцинкат аммония. Конденсат обессоленной воды
5. Разделение металлического цинка и соединений марганца (IV) и марганца (III)	Металлический цинк растворяется в гидроксиде калия с образованием растворимого комплекса тетрагидроксицинка калия и водорода $Zn + 2KOH + 2H_2O = K_2[Zn(OH)_4] + H_2 \uparrow$ $MnO_2 + KOH \neq$ $MnOOH + KOH \neq$
6. Отделение осадка соединений марганца от комплекса цинка фильтрованием	Осадок соединений марганца и раствор комплекса цинка
7. Упаривание раствора комплекса цинка и его сушка	Кристаллический комплекс цинка Конденсат воды
8. Сушка и прокаливание осадка соединений марганца	$2MnOOH + \frac{1}{2} O_2 \rightarrow 2MnO_2 + H_2O \uparrow$ MnO ₂ , конденсат воды

Выводы. Впервые разработан и опробован гидрохимический реагентный способ утилизации отработанных солевых МЦГЭ, позволяющий вторично вернуть в сферу производства компоненты МЦГЭ.

Предложенный способ является безотходным, энерго- и ресурсосберегающим, экологически безопасным, остаточное содержание марганца и цинка в продуктах переработки не превышает их экологических стандартов.

Результаты исследований могут быть рассмотрены на предмет использования в электротехнической отрасли промышленности, связанной с утилизацией ХИТ.

Список литературы

1. Краснянский М.Е. Утилизация и рекуперация отходов. Учебное пособие. К.: Освіта України – 2007. – 288с.
2. Перспективы получения цветных и редких металлов из технологических отходов Украины / под ред. Л.С. Галицкого, И.О. Бента – К.: Знание – 1994.-30с.
3. Багоцкий В.С., Скундин А.М. Химические источники тока. – Энергоиздат, 1981. – 360с
3. Виноградов С.С. Экологически безопасное гальваническое производство / под ред. Проф. Кудрявцева В.И./ Изд. 2-е перераб. и доп. – М.: Глобус – 2002. – 352с.
4. Тарасова В.В., Малиновський А.С., Рибак М.Ф. Екологічна стандартизація і нормування антропогенного навантаження на природне середовище. К.: Центр учбової літератури. – 2007. – 274с.
5. Виноградов С.С. Экологически безопасное гальваническое производство / под ред. Проф. Кудрявцева В.И./ Изд. 2-е перераб. и доп. – М.: Глобус – 2002. – 352с.
6. Проценко А.В., Дмитриков В.П., Гуляев В.М., Клыкова Е.В. Регенерационная утилизация железо-, медь-, никельсодержащих шламов гальванического производства // Экология ЦЧО Российской федерации. – 2007. – N2. – с.5-10.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 14.06.11*

УДК 502.175+528.921(477.52/.6)

© А.В. Галата, Н.О. Крамарьова, Д.С. Пікареня

ЗАСТОСУВАННЯ НОВІТНІХ МЕТОДІВ КАРТОГРАФІЇ У ВИРШЕННІ ЗАДАЧ ЕКОЛОГІЧНОГО МОНІТОРИНГУ ТЕРИТОРІЙ ПРОМИСЛОВИХ МІСТ

В работе рассмотрены методы создания электронных интерактивных карт территории г. Днепродзержинска. Создано базу данных радиационного фона территории и карты с использованием ГИС-технологии.

У роботі розглядаються методи створення електронних інтерактивних карт м. Дніпродзержинська. Створено базу даних радіаційного фону території та карти із застосуванням ГІС-технології.

The article consideration to the methods of creation the electronic interactiv maps of territories of Dneprodzerzhinsk. The database of radiation state of territories and maps are created with using the GIS technology.

Вступ. Дана робота є частиною систематичного дослідження радіаційного фону селітебної території міста Дніпродзержинськ із застосуванням ГІС-технології [1,2]. Робота у середовищі геоінформаційної системи ArcGIS-9 надає можливості керування географічною інформацією, її аналізу й відображення [3]. Радіоекологічний контроль території урбоєкосистем полягає у кількісній та якісній оцінці параметрів радіаційної ситуації, яка зумовлена наявністю приро-

дних і техногенних джерел радіації з метою оптимізації умов проживання і господарювання в міському середовищі. Вивчення складної радіаційної обстановки в межах урбоєкосистем потребує проведення спеціальних досліджень і створення дієвої системи радіаційного моніторингу на території районів міста.

Місто Дніпродзержинськ характеризується вкрай незадовільним екологічним станом внаслідок розташування на його території великої кількості підприємств та хвостосховищ відходів Придніпровського хімічного заводу із підвищеним вмістом природних радіонуклідів. Таким чином проведення радіоекологічного моніторингу селитебної частини міста із застосуванням сучасних методів картографії є актуальною та своєчасною проблемою.

Метою роботи є застосування новітніх методів картографії у вирішенні задач екологічного моніторингу житлових територій промислових міст на прикладі м. Дніпродзержинська.

Методи дослідження. Дослідження радіаційного фону мікрорайону Черемушки м. Дніпродзержинська проводилися із застосуванням радіометра РКС-01 „СТОРА-ТУ”. Дослідження проводили методом пішохідної гама-зйомки. Загальну площу досліджень, яка складає 180 га, встановили з використанням програми ArcMap, представивши досліджувану частину, як полігон. Заміри радіаційного γ -фону проводили у місяцях лютий і березень 2010р. Для кожного об'єкту вимірювання проводили у трьохкратній повторності; для подальшої роботи з даними брали середнє значення дат. Об'єкти, в яких проводили вимірювання радіаційного фону, відмічали на паперовій карті району (М 1:50000), яку підготували з використанням ArcGIS 9. Ця карта містить назви вулиць і номери будинків, трамвайну та залізничну колії та т.п.

Результати роботи. Проведено дослідження рівня гамма-фону у селітебній частині міста. Точкам вимірювання присвоєно порядкові номери. Всього проведено 714 вимірювань. На момент проведення досліджень на території пішохідною зйомкою було виявлено місця із підвищеним рівнем радіаційного фону за гамма-випромінюванням. Одержані результати з присвоєними їм порядковими номерами є основою створення електронної бази даних та карт у ГІС міста.

Карти використовуються для відображення й передачі географічної інформації, а також для виконання різного рівня завдань, таких як розвинена компіляція даних, картографування, аналіз і моделювання.

Системи керування базами даних (СКБД) можуть бути різними (наприклад, SQL Server™, Oracle® і IBM® DB2®). Система керування базами даних – основа організованого збереження даних для наступного автоматичного аналізу комп'ютером. Як інструмент створення баз даних можна використовувати MS Excel і навіть MS Word.

Існують інші формати даних ГІС – шейп-файли, покриття та растри. Незалежно від формату дані ГІС завжди складаються з просторової та атрибутивної інформації.

Головна мета будь-якої тематичної карти – візуалізація важливих даних для даного регіону. Це визначається рівнем деталізації. Масштаб карти обме-

жує об'єм даних, які представлені на одному картографічному об'єкті. Саме масштаб визначає рівень генералізації об'єктів і їх точність місцезнаходження.

В ArcMap географічні дані організовані по шарах. Для різних даних існують різні шари. Шар просторових об'єктів ArcMap може мати полігони, які відповідають типам ґрунтів, точки, що визначають об'єм біомаси, який виміряно в певних місцях, чи лінії, якими показані мережі. Ми використовували карту з шарами: назви вулиць, проїзди, огорожі, залізничні і трамвайні колії (рис. 1).

Створення карт даних проведено із застосуванням настільного продукту ArcMap – основного додатку ArcGIS Desktop, який призначений для виконання всіх картографічних завдань, таких як створення й публікація карт, аналіз карт і редагування даних.

В ArcMap є два способи перегляду карти: у вигляді географічних даних і у вигляді компоновання. У вигляді географічних даних можна працювати з географічними шарами, визначати символи, проводити аналіз і компіляцію наборів даних ГІС. Інтерфейс таблиці змісту допомагає структурувати ГІС-дані по шарах у фреймі даних, керувати властивостями їхнього відображення. Вид даних – це вікно, у якому відображаються всі набори ГІС-даних на задану область.

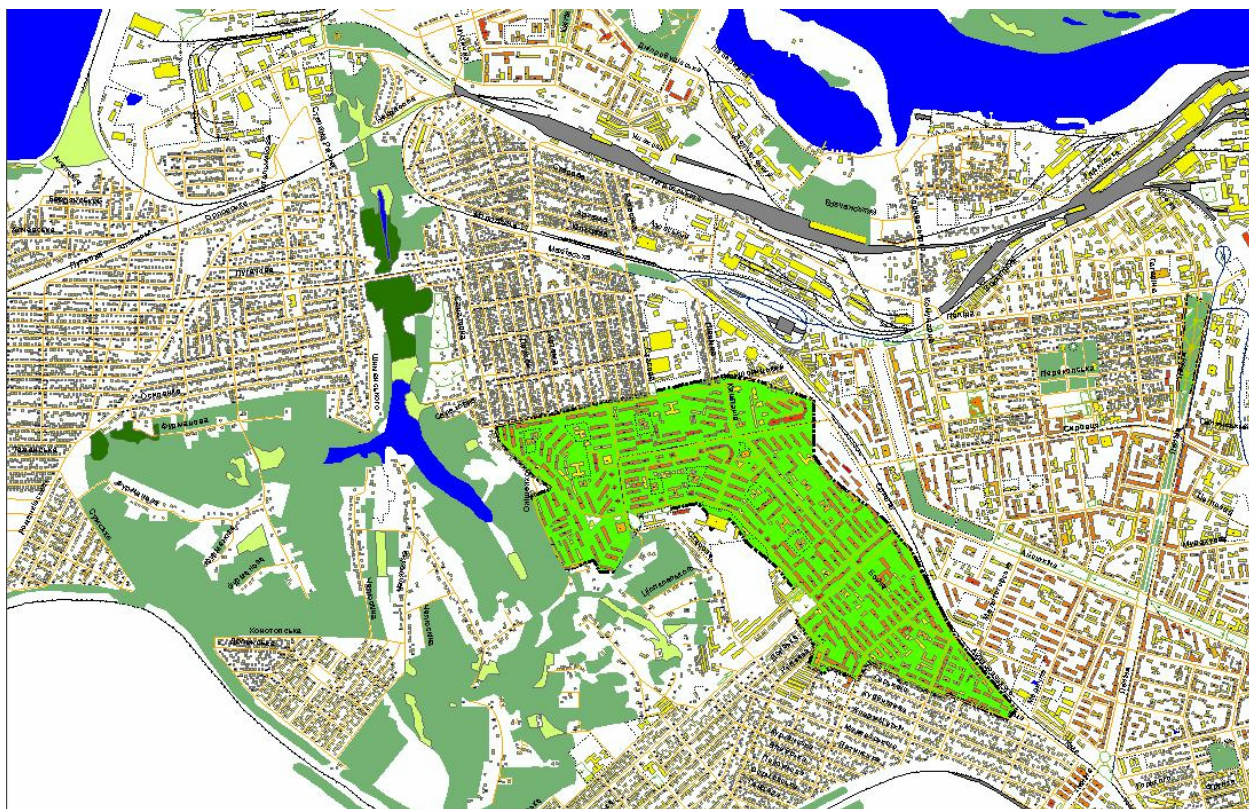


Рис.1. Карта мікрорайону "Черемушки" м. Дніпродзержинська

Дані ГІС, як і іншу інформацію, необхідно постійно оновлювати й редагувати. Тому бази геоданих були розроблені як транзакційні. Їх можуть редагувати багато користувачів, вони можуть бути великого розміру й вони підтримують різні сценарії роботи з ГІС.

Для проведення багаторазового редагування й дублювання даних ГІС потрібна модель довгих транзакцій, що підтримує процедури компіляції й обміну даними. У ГІС одна повна транзакція звичайно не обмежується одиничною операцією редагування, а включає серію інших операцій редагування.

Ми працювали у сеансах багаторазового редагування. Одне відновлення бази даних ГІС може мати безліч змін, при цьому процес редагування може проводитися поетапно та займе кілька днів або тижнів. Були нанесені об'єкти, що були досліджені, їм були присвоєні особисті номери, які є атрибутами даного об'єкту, котрі зберігаються в таблиці атрибутів. Кожен об'єкт потребує прив'язки до місцевості за допомогою географічних координат. Для цього необхідно провести прив'язку отриманих даних з наборами даних, які існують для міста Дніпродзержинська в ArcGIS. ArcMap пропонує два способи прив'язки табличних даних з географічними просторовими об'єктами: з'єднання і зв'язка, ми використовували зв'язку.

Геобробка – основна функція ГІС-аналіз географічних даних. Будь-які процедури розрахунків на основі інформації, які проводяться з географічними даними, передбачають рішення задач геобробки. Цей процес може бути простим, наприклад, перетворення географічних даних із одного формату в інший, чи складатися з великої кількості взаємопов'язаних процесів, таких як експорт, вирізання, буферизація. Середовище ArcGIS допускає легкий доступ до великої кількості інструментів і скриптів, які можна запустити через діалогове вікно або командну строку.

У нашій роботі були застосовані модулі статистичної обробки даних дослідження. Для створення ГІС-даних і їх аналізу необхідно використовувати засоби геобробки, які доступні й в ArcView, і в ArcEditor. ArcInfo вважається основним робочим місцем для виконання геобробки, що активно використовує ГІС, оскільки в цьому продукті доступні найбільш розвинені інструменти геобробки.

Ми обрали роботу в програмі ArcInfo, яка містить багато додаткових модулів ArcGIS. Модуль ArcGIS Geostatistical Analyst надає інструменти геостатистики для аналізу й картування безупинно розподілених дат і побудови поверхонь на їхній основі. Інструменти дослідницького аналізу просторових даних дозволяють одержати більш повне подання про структуру даних і особливості їхнього розподілу, виявити глобальні й локальні викиди.

Вибір способу відображення даних на карті є важливим рішенням. Вибраний спосіб відображення визначає інформативність карти. Нами було обрано спосіб масштабування символу зображення дат (за діаметром). За допомогою модулю ArcGIS Geostatistical Analyst створено карту – "Карта радіаційного стану мікрорайону "Черемушки" м.Дніпродзержинська" (рис. 2).



Рис. 2. Карта радіаційного стану мікрорайону "Черемушки"

У 1997 р. Науково-технічний центр (НТЦ) «КОРО» (м. Жовті Води) провів додаткове детальне радіаційне обстеження території мікрорайону "Черемушки" площею 0,96 км². Обстеженням встановлено, що основними джерелами радіоактивного забруднення є доменний шлак та інші продукти переробки залізних руд, що згідно результатів радіометричних аналізів, містили підвищені концентрації природних радіонуклідів, а за питомою альфа-активністю є радіоактивними відходами. Через безконтрольну техногенну діяльність ці радіоактивні відходи використовувалися в будівельних матеріалах, що призвело до радіоактивного забруднення деякої частини міської території.

Функціональні можливості роботи з геоданими можна розширити за рахунок серії додаткових модулів, таких, наприклад, як ArcGIS Spatial Analyst і ArcPress™ для ArcGIS.

Програма ArcGIS 9 має сервіси ArcWeb: кригінг і моделювання поверхонь; інструменти дослідницького аналізу просторових даних; оцінка вірогідності й погрішностей; відображення тимчасових рядів; відтворення; робота з будь-якими тимчасовими рядами даних (про зміну об'єктів із часом); розширені можливості друку карт.

Модуль ArcGIS Spatial Analyst надає широкий спектр можливостей для роботи з растрами, що дозволяють створювати, картувати й аналізувати растрові дані. За допомогою модуля Spatial Analyst можна витягати інформацію про наявні дані, визначати їхні просторові взаємини, виявляти місця розташування за заданими критеріями, обчислювати сумарну вартість переміщення з однієї точки в іншу. ArcGIS Spatial Analyst надає великий набір інструментів, розширювальне середовище геообробки ArcGIS Desktop.

Для статистичної обробки даних використовуємо допоміжні модулі ArcInfo – метод побудови гістограми. На рис. 3 наведено результат статистичної обробки одержаного масиву дат вимірювань радіаційного фону мкр. "Черемушки".

На гістограмі розподілу дат модульний клас варіант припадає на інтервал значень від 0,15 до 0,18 мкЗв/год. Визначено [4], що на території мкрн. "Черемушки" м. Дніпродзержинська середній рівень фону становить $0,18 \pm 0,01$ мкЗв/год. Розподіл дат не повністю відповідає нормальному закону розподілу Гауса, виявляє незначну асиметрію розподілу дат. Було визначено антропогенне походження артефактів цієї сукупності даних.

ArcGIS 3D Analyst також надає розвинені ГІС-інструменти [5] для тривимірного моделювання, такі як розрахунок виїмок-насипів, лінія обрїю й побудову поверхонь. Існує цілий ряд інших функціональних можливостей, котрі дають нам вертїти і змінювати перспективу цілого зображення, змінювати розмір і колір точок і ліній, видаляти площини і точки, і вибирати ступінь поліному, котрий буде використаний для апроксимації точечних графіків. Заключним етапом обробки даних є моделювання процесу та побудова ймовірної моделі на базі реальних дат.

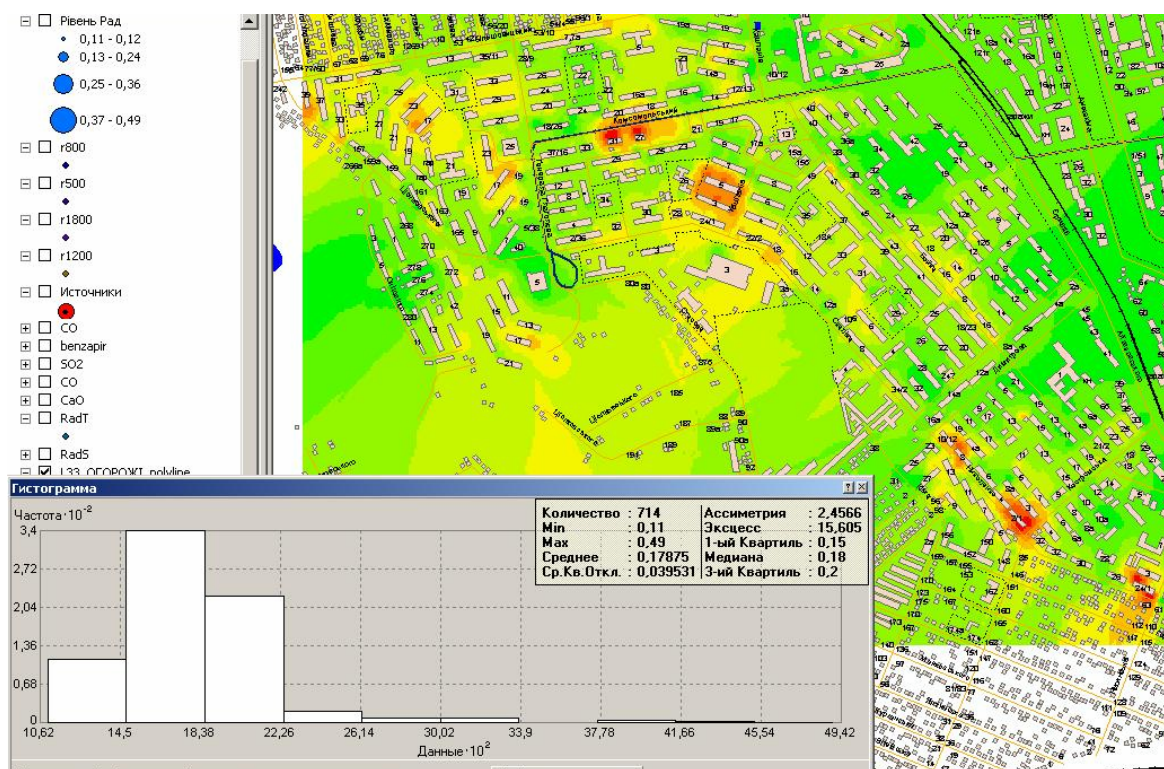


Рис. 3. Гістограма розподілу дат рівню γ -випромінювання на території мкрн. "Черемушки"

Висновки. У роботі показано перспективність використання сучасних методів картографії із застосуванням ГІС технології для створення електронних баз даних екологічного моніторингу, збереження, обробки і аналізу даних у часі, а також використання цієї інформації для розв'язання задач управління містом.

Список літератури

1. А.В.Галата, О.О.Карпенко, О.М.Швець. Дослідження радіаційного стану м. Дніпродзержинська із застосуванням ГІС-технології // Збірник наукових праць ДДТУ.- 2009. - Вип.3 (13). – С. 146-153.
2. А.В.Галата, О.О.Карпенко, О.В.Дзюба Контроль радіаційного фону рекреаційних зон лівобережжя (Голубе озеро і прибережна зона водосховища). // Збірник наукових праць ДДТУ.- 2009. - Вип.3 (13). – С. 153 -156.
3. ArcGis 9, ArcMap. Руководство пользователя. Пер.с англ.– М.: Дата +, 2001.- 546 с.
4. Лакин В.М. Биометрия: Учеб. пособие для биол. спец. вузов. – 4-е изд, перераб. и доп. – М.: Высш. шк., 1990. - 352с.
5. Де Мерс, Майкл Н. Географические информационные системы. Основы: Пер. с англ. – М.: Дата +, 1999.- 489 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 24.05.11*

УДК 628.543.004

© М.О. Трофіменко, Л.О. Зеленська, О.В. Гаряга

ЕКОЛОГІЧНА ЕКСПЕРТИЗА ПРОЦЕСУ ОЧИЩЕННЯ ВИСОКОМІНЕРАЛІЗОВАНИХ СТІЧНИХ ВОД ХІМЦЕХА ТЕЦ

Досліджено процес реагентної обробки стічної води з метою повернення її у зворотне водопостачання. Установлено, що методом содо-вапнування з коагуляцією можна досягти зниження жорсткості до 0,0005 моль/л. Зіставлені результати розрахункових і експериментально знайдених доз реагентів для здійснення процесу. Запропоновано формулу розрахунку з упрощенням поправки на дозу одного з реагентів з урахуванням вмісту магнію в стічній воді.

Исследован процесс реагентной обработки сточной воды с целью возврата ее в оборотное водоснабжение. Установлено, что методом содо-известкования с коагуляцией можно достигнуть снижения жесткости до 0,0005 моль/л. Сопоставлены результаты расчетных и экспериментально найденных доз реагентов для осуществления процесса. Предложена формула расчета с введением поправки на дозу одного с реагентов с учетом содержания магния в сточной воде.

Process reagent processing of waste water is investigated with the purpose of its return to turn-around water supply. It is established, that a method of soda-liming with coagulation it is possible to reach decrease in rigidity up to 0,0005 mole/l. Results of the settlement and experimentally found dozes of reagents for realization of process are compared. The formula of calculation of the amendment on a doze of necessary soda is offered in view of the maintenance of magnesium in sewage.

У наш час дуже гостро стоїть питання охорони навколишнього середовища. У зв'язку із цим актуальний пошук способів очищення стічних вод діючих виробництв. Особливо важливо здійснити очищення стічних вод до таких норм, щоб воду можна було повернути у виробництво й тим самим знизити водозабір без шкоди для діючого виробництва і покращення екологічної ситуації.

Мета нашого дослідження – експертна перевірка рекомендацій проектантів [3], рівняння (1, 2) для реагентної обробки стічних вод хімцеха ТЕЦ ВАТ

„ДніпроАзот”. Нами обрана реагентна очистка, як найбільш прийнятна для вод даного складу (табл. 1), що включає вапнування, коагуляцію й содування. Відомо, що при вапнуванні вода збагачується іонами Ca^{2+} і OH^- . Іони гідроксиду забезпечують зв'язування розчиненого вільного оксиду вуглецю й бікарбонатних іонів з утворенням важкорозчинного карбонату кальцію, що випадає в осад [1]. При вапнуванні відбувається також видалення з води магнію у вигляді важкорозчинного гідроксиду.

Для зниження лужності води, видалення грубодисперсних і колоїдних домішок, зниження окислюваності оброблюваної стічної води одночасно з вапнуванням здійснювалася й коагуляція. Як коагулянт використаний сульфат заліза (II). Лужність води при цьому знижується за рахунок гідролізу коагулянту і йонів водню, що виділяються при цьому. При вапнуванні усувається карбонатна й магнієва жорсткість.

Таблиця 1

Характеристика складу стічних вод

Склад стічних вод	1	2	3	4	5	6
pH	9,66	10,51	8,26	8,30	7,95	8,0
Жорсткість, мг-екв/дм ³	0,0023	0,0040	0,0056	0,0058	0,0083	0,0084
Ca^{2+} , мг/дм ³	74,0	137,0	152,0	204,0	270,0	284,0
Mg^{2+} , мг/дм ³	10,94	15,20	43,78	17,63	36,48	33,44
Лужність, мг-екв/дм ³ Загальна	1,23	1,34	2,05	2,16	2,96	2,97
- гідратна	0,0	0,02	0,0	0,0	0,0	0,0
- карбонатна	0,66	1,32	0,18	0,0	0,0	0,0
- бікарбонатна	0,57	0,0	1,87	2,16	2,96	2,97
Зважені, мг/дм ³	90,0	250,0	113,5	66,0	9,5	60,0
Сухий залишок	1377,0	1417,0	2281,0	2020,0	1795,0	1906,0
Окислюваність, KMnO ₄ /дм ³	39,0	25,6	48,64	38,66	55,68	52,2
SO ₄ ²⁻ , мг/дм ³	1094,2	806,4	1440,0	1317,2	998,4	998,4
Fe ₃ ³⁺ , мг/дм ³			0,196	0,113		
SiO ₃ , мг/дм ³			6,2	5,8		
CL ⁻ , мг/дм ³			36,21	25,79		
CO ₂ , мг/дм ³	0,0	0,0			11,0	24,2
Забарвленість, градуси	53		41			

В оброблюваних стічних водах більша частка жорсткості є некарбонатною, так як обумовлена наявністю сульфатів і хлоридів. Для усунення ж некарбонатної жорсткості використовується содування.

В рекомендаціях [1, 2] наводяться формули розрахунку доз реагентів вапна, коагулянту й соди для очищення природних вод. Для стічних вод такі формули не наводяться. Нами здійснювався експериментальний підбір доз реагентів відповідно до рекомендацій [3].

Слід зазначити, що кількості вапна й коагулянту, підібрані експериментально, близькі до розрахованих за формулами (1 та 2):

$$D_{\text{в}} = 28 \left(\frac{[CO_2]}{22} + Ж_{\text{к}} + \frac{[Mg^{2+}]}{12} + \frac{D_{\text{к}}}{E_{\text{к}}} + 0,5 \right), \quad (1)$$

де $D_{\text{в}}$ — доза вапна в перерахунку на суху речовину, мг/л; $[CO_2]$ і $[Mg^{2+}]$ — концентрація у воді вільного оксиду вуглецю й магнію відповідно, мг/л; $Ж_{\text{к}}$ — карбонатна жорсткість води, мг-екв/л; $D_{\text{к}}$ — доза коагулянту в перерахунку на безводний продукт, мг/л; $E_{\text{к}}$ — Еквівалентна маса активної речовини коагулянту, мг-екв/л; 0,5 — надлишок вапна, мг-екв/л.

$$D_{\text{к}} = 3\sqrt[3]{C}; \quad (2)$$

де C — кількість суспензії, що утворюється при пом'якшенні води (у перерахунку на суху речовину), мг/л. При вапняно-содовому пом'якшенні C може бути розрахована за формулою:

$$C = M_{\text{и}} + 50 \left(Ж_0 + Ж_{\text{к}} + \frac{[CO_2]}{22} + 0,5 \right) + 29 \frac{[Mg^{2+}]}{12} + D_{\text{к}} \left(\frac{100 - m}{100} \right), \quad (3)$$

де $M_{\text{и}}$ — вміст зважених речовин у вихідній воді, мг/л;

$Ж_0$ — загальна жорсткість води, мг-екв/л; m — вміст CaO в товарному вапні, %.

Отримані результати експериментальної перевірки показали, що дози соди, необхідні для зниження некарбонатної жорсткості для всіх досліджених сполук води, перевищують розраховані величини.

У таблиці 2 наведені дози соди, розраховані за формулою (4) і підібрані експериментально.

$$D_{\text{с}} = 53 \left(Ж_{\text{н.к}} + \frac{D_{\text{к}}}{E_{\text{к}}} + 1,5 \right). \quad (4)$$

Як слідує з табл. 2, практично для всіх досліджуваних складів стічних вод фактична доза соди більше розрахованої, хоча ми приймали надлишок, максимальний із рекомендованих [3], рівний 0,00075 моль/л. Особливо велике розходження доз соди

розрахованої і знайденої експериментально спостерігається для складів води з підвищеною окислюваністю більше 45 мг O_2 /л по перманганату (3, 5, 6 склади).

У роботі [2] щодо природних вод вважають, що підвищений вміст органічних домішок, що обумовлюють високу окислюваність, діють як захисні колоїди й перешкоджають осадженню іонів, що обумовлюють жорсткість. Для зниження жорсткості вони рекомендують видаляти органічні домішки коагулянтном перед пом'якшенням, але ж це означатиме установку подвійного обладнання, що економічно недоцільно.

Нами перевірено приведена вище рекомендація для оброблюваних високомінералізованих стічних вод. Ми проводили попередню коагуляцію для чотирьох складів стічних вод з високої окислюваністю. Потім розчин фільтрували й прояснену частину води піддавали обробці вапняним молоком і розчином соди. Аналіз проясненого розчину показав, що окислюваність залишилася на тому ж рівні, як і при звичайній обробці — 30-40 мг O₂/л.

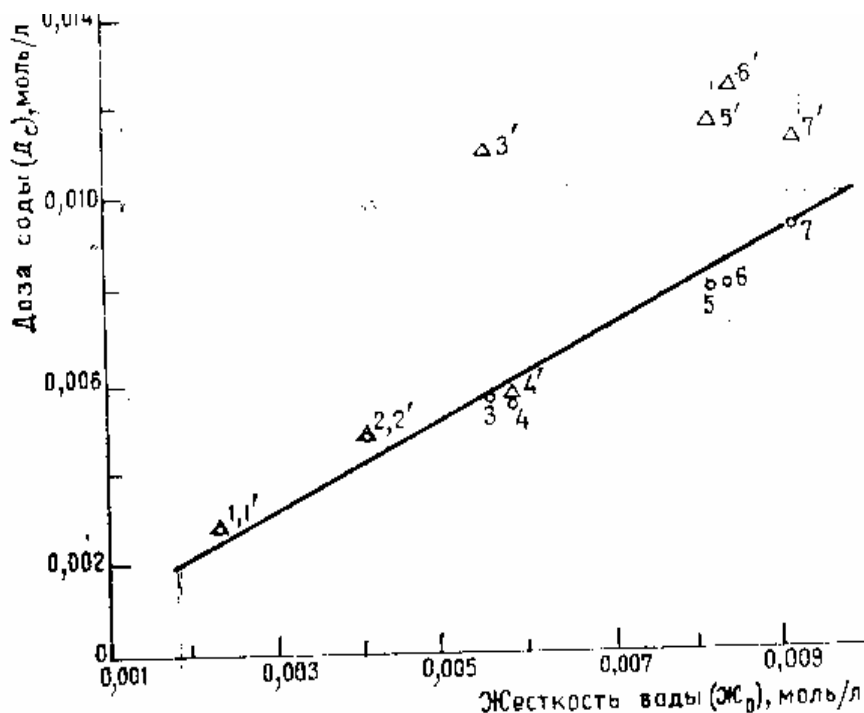
Таблиця 2

Дози доданих до стічної води реагентів і якість отриманої після обробки води (доза коагулянта постійна – 0,00011 моль/л)

Склад стічних вод	1	2	3	4	5	6	7
Дса (он), моль/дм ³	0,0009	0,0010	0,0019	0,0013	0,0021	0,0022	0,0016
ДNa ₂ CO ₃ , моль/дм ³ розрах.	0,0026	0,0044	0,0055	0,0054	0,0077	0,0077	0,0091
ДNa ₂ CO ₃ , моль/дм ³ факт.	0,0026	0,0044	0,011	0,0057	0,012	0,012	0,011
pH	10,75	10,90	10,75	10,32	10,50	10,90	10,90
Жорсткість, моль/дм ³	0,00045	0,0005	0,0005	0,0005	0,0005	0,0005	0,0004
ССа ²⁺ , мг/дм ³	10	12	5	13	6	10	8
СMg ²⁺ , мг/дм ³	4,87	4,86	5,0	4,46	9,73	7,29	3,20
Лужність, мг-екв/дм ³ Загальна	2,0	1,78	8,95	1,90	5,73	7,99	3,20
- гідратна	0,0	0,46	0,0	0,12	0,0	0,95	0,30
- карбонатна	1,53	1,32	7,20	1,72	5,50	7,0	2,90
- бікарбонатна	0,47	0,00	1,75	0,06	0,23	0,00	0,00
Завислі, мг/дм ³		25,0	17,5		40,0	23,5	
Сухий залишок мг/дм ³		1345,0			1876,0	2048,0	
Окислюваність, мг O ₂ /дм ³		21,1	31,4	23,5	39,04	24,3	14,1
об'єм шламу, %	2,2	4,0	3,6	2,1	3,0	1,6	2,6
SO ₄ ²⁻ , мг/дм ³		844,8	1363		910,0	1067,5	
Fe ₃ ³⁺ , мг/дм ³			0,16		0,05		
SiO ₃ , мг/дм ³			5,25		5,70		
CL ⁻ , мг/дм ³					51,8	23,5	

Ймовірно, у стічних водах на механізм структуроутворення осаду впливають поряд з окислюваністю й інші фактори, зокрема, вміст магнію, здатного

утворювати гідроксиди, що мають гелеву структуру. Так, для складу вод № 1, 2, 4, у яких магнію вміщується менше 20 мг/л, досить гарна відповідність розрахункової й експериментально знайденої дози соди (рис. 1).



o — розрахункові дози Na_2CO_3 ; Δ — практично підібрані дози

Рис. 1. Розрахункові й експериментальні дози соди, необхідні для пом'якшення вихідної стічної води

У складах стічних вод № 3, 5 — найбільший вміст магнію, 36-48 мг/л і відмінність розрахункових і фактичних доз максимальна. Для сполуки № 6 характерні й великий вміст магнію, і висока окислюваність. Для цієї води розходження доз соди розрахункової й експериментальної також максимальне (рис. 1). З рис. 2 видно, що між вмістом магнію в стічній воді й надлишком соди, необхідної для зм'якшення води до 0,0005 моль/л, простежується пряmolінійна залежність.

Математична обробка отриманої закономірності дозволила вивести рівняння :

$$\Delta D_c = 0,43 [\text{Mg}^{2+}] - 2, \quad (5)$$

де ΔD_c — надлишкова кількість соди, моль/л, у порівнянні з розрахованою, необхідна для пом'якшення стічної води до 0,0005 моль/л солей жорсткості ($D_{c.p.} - D_{c.n.}$); $[\text{Mg}^{2+}]$ — концентрація магнію, що міститься в стічній воді, мг/л.

Використовуючи отриману формулу (5), можна у формулу (4) внести поправку у бік збільшення розрахункової кількості соди на величину ΔD_c . Формула (4) набуде при цьому наступний вигляд:

$$D_c = 53 \left(J_{н.к.} + \frac{D_k}{E_k} + 1,5 + 0,43 [\text{Mg}^{2+}] - 2 \right) = 53 \left(J_{н.к.} + \frac{D_k}{E_k} + 0,43 [\text{Mg}^{2+}] - 0,5 \right). \quad (6)$$

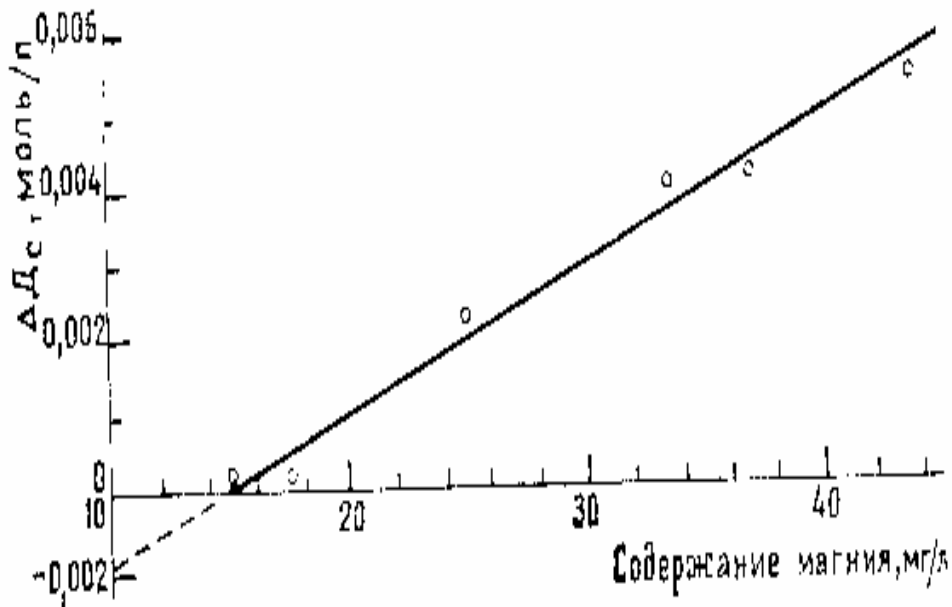


Рис. 2. Вплив вмісту магнію в стічній воді на надлишкову кількість соди, необхідної для пом'якшення води

Висновки: Впровадження традиційної (в системі очищення природних вод) технології коагуляційної обробки води содо-вапняним методом неможливе без попередньої доробки в технології очищення стічних вод.

Домішки, що не включаються в структуру кристалів осаду при кристалоутворенні, потребують додаткової кількості реагентів, в порівнянні з класичними розрахунковими дозами.

Нами запропонована формула, яка враховує кількість домішок магнію, що містяться в стічній воді для розрахунку поправки.

За даною формулою (6) можна робити розрахунок кількості соди, необхідної для дозування при содовапняному пом'якшенні стічних вод з високим солевмістом, при наявності магнію більше 10% від вмісту кальцію.

Список літератури

1. Белан Ф. И. Водоподготовка. М.: Энергия, 1980. – 256 с.
2. Кульский Л. А., Строкач П. П. Технология очищения природных вод. Київ.: Вища школа, 1981. – 234 с.
3. Технічна вказівка на проектування, будівництво й експлуатацію контактних освітлювачів. М.: Академія комунального господарства ім. Памфілова, 1977.
4. А.К. Запольський, Н.А. Мішкова-Клименко, І.М. Астрелін Фізико-хімічні основи технології очищення стічних вод: Підручник. – К: Лібра, 2000. – 552с.
5. Зубик С.В. Техноекологія. Джерела забруднення і захист навколишнього середовища: Навчальний посібник. – Львів: Оріяна –Нова, 2007. – 400с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 20.05.2011*

АНАЛИЗ И ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЧАСТОТЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ЧРЕЗВЫЧАЙНЫХ СИТУАЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО И ПРИРОДНОГО ХАРАКТЕРА В УКРАИНЕ

Выполнен анализ динамики количества чрезвычайных ситуаций техногенного и природного характера в Украине за последние 13 лет различными математическими методами. Обоснованы прогнозные значения частоты возникновения подобных событий.

Виконаний аналіз динаміки кількості надзвичайних ситуацій техногенного і природного характеру в Україні за останні 13 років різними математичними методами. Обґрунтовані прогнозні значення частоти виникнення подібних подій.

The analysis of dynamics of technogenic and natural extraordinary situations amount in Ukraine is executed for the last 13 years by different mathematical methods. The prognosis values of emergence frequency of these events are grounded.

Постановка задачи. Население и территория Украины постоянно находятся под существенным негативным влиянием целого ряда факторов, приводящих к возникновению опасных событий и чрезвычайных ситуаций, травмированию и гибели людей, ухудшению условий их жизнедеятельности, загрязнению окружающей природной среды, значительным экономическим убыткам. Действие этих факторов усугубляется интенсивной эксплуатацией основных производственных фондов и ресурсов, несовершенством технологических процессов многих отраслей промышленности; ограниченными возможностями государства в сфере развития и реконструкции; естественными особенностями территории Украины. Поэтому прогноз возникновения чрезвычайных ситуаций и опасных событий, а также анализ и исследование их наиболее характерных тенденций с целью усовершенствования системы защиты населения и территорий от чрезвычайных ситуаций (ЧС) приобретает актуальность.

В связи с изложенным, в статье ставилась задача прогноза ежегодного количества ЧС техногенного и природного характера в Украине.

Основные результаты. Модели, характеризующие протекание процесса во времени или состояние одного объекта в последовательные моменты времени, часто строятся на основе анализа временных рядов, т.е. последовательности значений определенных признаков или факторов. Эти значения обычно называют уровнями ряда. Причем между уровнями временного ряда, или ряда динамики, как правило, существует вполне определенная зависимость. Иными словами, существует автокорреляция уровней ряда.

В статистике дается несколько выборочных оценок теоретических значений автокорреляции $r(k)$ процесса по конечному временному ряду из n наблюдений. Наиболее популярной оценкой является нециклический коэффициент автокорреляции с задержкой k [1]:

$$r_k = \frac{\sum_{t=1}^{n-k} x_t x_{t+k} - \sum_{t=1}^{n-k} x_t \sum_{t=k+1}^n x_t / (n-k)}{\sqrt{\left[\sum_{t=1}^{n-k} x_t^2 - \left(\sum_{t=1}^{n-k} x_t \right)^2 / (n-k) \right] \cdot \left[\sum_{t=k+1}^n x_t^2 - \left(\sum_{t=k+1}^n x_t \right)^2 / (n-k) \right]}}. \quad (1)$$

Если сдвиг во времени составляет всего один шаг, то соответствующий коэффициент корреляции называется коэффициентом автокорреляции уровней ряда динамики первого порядка. При этом лаг корреляции равен 1. Очевидно, что с увеличением лага число пар значений, по которым рассчитывается коэффициент автокорреляции, уменьшается.

В большинстве случаев уровень временного ряда представляется в виде суммы тренда, циклической и случайной компонент, иногда, в виде произведения этих компонент. Исследование временного ряда заключается в выявлении и придании количественного выражения каждой из этих компонент, после чего удастся использовать соответствующие выражения для прогнозирования будущих значений ряда. При этом можно также решать задачу построения модели взаимосвязи двух или нескольких временных рядов.

Для выявления трендовой, циклической компонент можно использовать коэффициент автокорреляции уровней ряда и автокорреляционную функцию как последовательность коэффициентов автокорреляции уровней первого, второго и последующих порядков. В конечном итоге строят график зависимости значений автокорреляционной функции от величины лага (порядка коэффициента автокорреляции), т.е. коррелограмму. Анализ автокорреляционной функции и коррелограммы позволяет определить лаг, при котором автокорреляция наиболее высокая, а, следовательно, и лаг, при котором связь между текущим и предыдущими уровнями ряда наиболее тесная.

Наиболее важным из различных коэффициентов автокорреляции является первый – r_1 , измеряющий тесноту связи между уровнями $x(1), x(2), \dots, x(n-1)$ и $x(2), x(3), \dots, x(n)$.

Если наиболее высоким оказался коэффициент автокорреляции первого порядка, то исследуемый ряд содержит основную тенденцию или тренд. Если ситуация иная, когда наиболее высоким оказался коэффициент корреляции некоего отличного от единицы порядка, то ряд содержит циклические компоненты (периодические колебания). Наконец, если ни один из коэффициентов корреляции не является значимым, то достаточно правдоподобны следующие две гипотезы. Либо ряд не содержит ни тренда, ни циклических компонент, так что его структура носит флуктуационный (резко случайный) характер. Либо имеется сильная нелинейная тенденция, обнаружение которой требует дополнительных специальных исследований.

Для выявления автокорреляции во временных рядах целесообразно использовать критерий Дарбина-Уотсона [D.-W.] – d , который вычисляется по формуле:

$$d = \frac{\sum (y_{t+1} - y_t)^2}{\sum y_t^2}, \quad (2)$$

где y_{t+1} и y_t – соответствующие уровни временного ряда.

При отсутствии автокорреляции в исследуемом ряде показатель d приближается к числу 2.

Используя рассмотренные статистические оценки временных рядов, проанализируем динамику числа чрезвычайных ситуаций техногенного и природного характера в Украине за период 1997-2010 гг. [2], которая представлена на рис. 1.

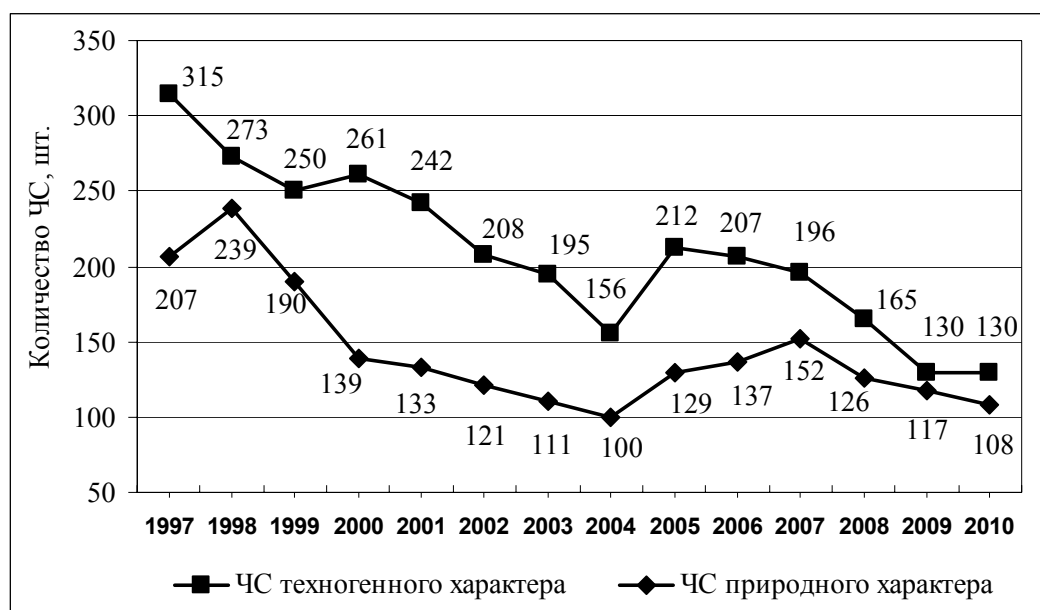


Рис. 1. Динамика числа чрезвычайных ситуаций техногенного и природного характера в Украине за период 1997-2010 гг.

Как видно, на представленном отрезке времени существует тенденция постепенного снижения числа этих событий. Для прогнозирования количества ЧС в такой ситуации важно иметь представление о степени влияния предшествующих событий на последующие, т.е. иметь автокорреляцию уровней ряда, что позволит принимать взвешенные управленческие решения.

На рис. 2 представлена коррелограмма количества ЧС природного характера (значения автокорреляционной функции в зависимости от порядка коэффициента автокорреляции) до лага 4. На диаграмме штриховой линией обозначен уровень «белого шума» – границы статистической значимости коэффициентов корреляции. При построении коррелограммы использовался подпрограмма «Автокорреляционная функция» для MS Excel [3].

Из приведенной коррелограммы видно, что в исследуемом временном ряду существует достаточно сильная корреляция 1-го порядка (соседних членов ряда). Коэффициент автокорреляции значительно превышает уровень «белого шума», т.е. значения каждого последующего уровня ряда зависят от предыдущих. Следовательно, на частоту возникновения ЧС природного характера в Ук-

раине существенно влияет предыдущее число подобных событий, т.е. чрезвычайных ситуаций, произошедших в предшествующем году.

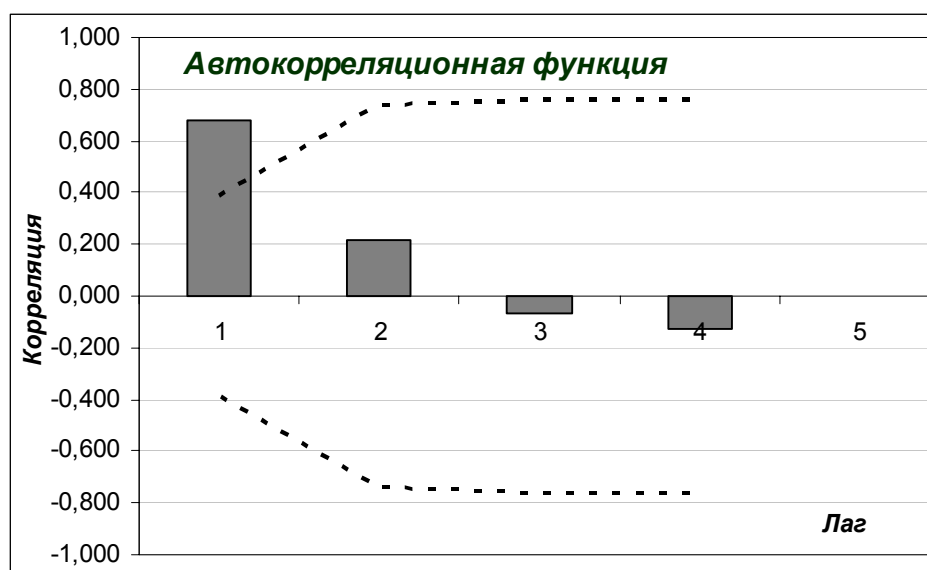


Рис. 2 . Коррелограмма частоты возникновения ЧС природного характера в Украине

В табл. 1 приведены значения автокорреляционной функции, уровня «белого шума» и критерий Дарбина-Уотсона для частоты возникновения ЧС природного характера, который подтверждает наличие автокорреляции 1-го порядка.

Таблица 1

АКФ и статистика для количества ЧС природного характера

Лаг	АКФ(ЧС _{прир.})	Ошибка АКФ		Статистика Дарбина-Уотсона [D.-W.] – d
1	0,682	0,391	-0,391	0,027
2	0,214	0,742	-0,742	Up – 1,360
3	-0,067	0,760	-0,760	Low – 1,080
4	-0,127	0,761	-0,761	

Коррелограмма количества ЧС техногенного характера представлена на рис. 3. Из этой коррелограммы видно, между соседними членами данного временного ряда также имеется сильная корреляция – коэффициент автокорреляции 1-го порядка значительно превышает уровень «белого шума». По графику автокорреляции также очевидно наличие тренда. Следовательно, на частоту возникновения ЧС техногенного характера в Украине существенно влияет предшествующее число этих событий, т.е. количество чрезвычайных техногенных ситуаций, произошедших в предыдущем году.

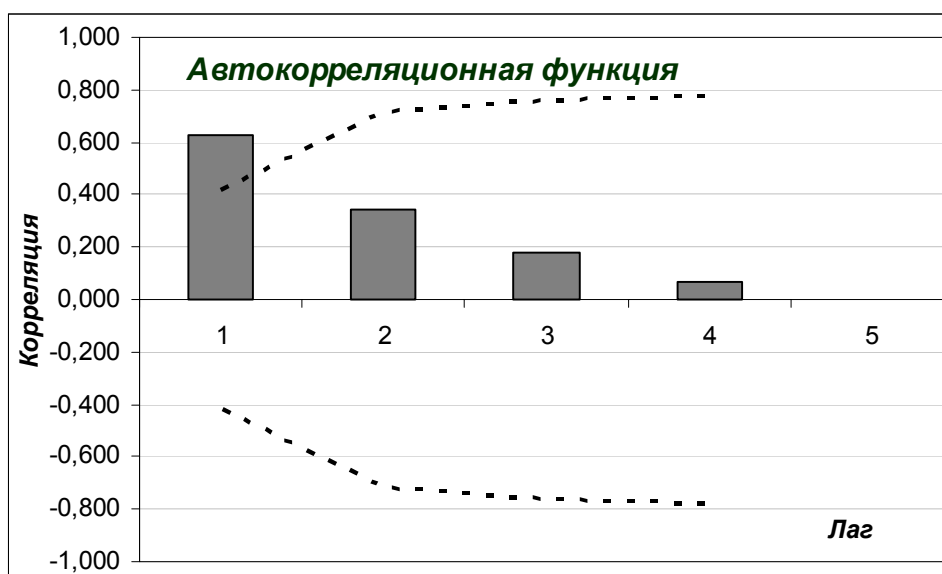


Рис. 3 . Коррелограмма частоты возникновения ЧС техногенного характера в Украине

В табл. 2 приведены значения автокорреляционной функции, ошибка автокорреляционной функции и статистика Дарбина-Ватсона для частоты возникновения ЧС техногенного характера, которая также подтверждает наличие автокорреляции 1-го порядка.

Таблица 2

АКФ и статистика для количества ЧС техногенного характера

Лаг	АКФ(ЧС _{техн.})	Ошибка АКФ		Статистика Дарбина-Уотсона [D.-W.] – d
1	0,629	0,416	-0,416	0,017
2	0,343	0,715	-0,715	Up – 1,360
3	0,179	0,761	-0,761	Low – 1,080
4	0,070	0,773	-0,773	

Полученный значимый коэффициент автокорреляции 1-го порядка может быть полезен при прогнозировании вероятности возникновения чрезвычайных ситуаций методом экспоненциального сглаживания.

Сущность метода состоит в сглаживании временного ряда с помощью взвешенной скользящей средней, в которой веса наблюдений подчиняются экспоненциальному закону, т.е. с помощью так называемой экспоненциальной средней.

Р. Брауном предложена следующая формула для определения экспоненциальной средней произвольного p -того порядка [4]:

$$S_t^{[p]} = \alpha \cdot S_t^{[p-1]} + \beta \cdot S_{t-1}^{[p]}, \quad (3)$$

где α - параметр сглаживания в диапазоне $0 < \alpha < 1$; $\beta = 1 - \alpha$; $p = 1, 2, \dots, n$.

Выбор параметра сглаживания α представляет собой достаточно сложную задачу. Чем ближе параметр сглаживания к единице, тем больше влияние последних наблюдений и тем больше скорость убывания весов.

Полученный выше значимый коэффициент автокорреляции 1-го порядка для исследуемых частоты возникновения чрезвычайных ситуаций позволил обосновать выбор параметра сглаживания α .

Принимая во внимание существенную степень влияния последних точек предыстории исследуемых временных рядов, нами рассчитывались суммы квадратов остатков (наблюдаемые значения минус прогноз на шаг вперед) в интервале от 0,5 до 0,9 с шагом 0,05. В результате, было выбрано значение α , при котором данная сумма является минимальной. Таким образом, было получено $\alpha=0,55$ ($\Sigma^2_{\text{прир.}} = 3050,2$; $\Sigma^2_{\text{техн.}} = 5314,7$).

Результаты экспоненциального сглаживания и прогнозные значения частоты возникновения ЧС техногенного и природного характера в Украине с использованием модели нулевого порядка представлены в табл. 3 и на рис 4.

Таблица 3

Результаты экспоненциального сглаживания

Годы	Условные обозначения	ЧС природного характера		ЧС техногенного характера	
		исходный ряд	сглаженный ряд при $\alpha=0,55$	исходный ряд	сглаженный ряд при $\alpha=0,55$
-	$S_0^{[1]}$	-	143,5	-	210,0
1997	$S_1^{[1]}$	207	178,4	315	267,8
1998	$S_2^{[1]}$	239	211,7	273	270,6
1999	$S_3^{[1]}$	190	199,8	250	259,3
2000	$S_4^{[1]}$	139	166,4	261	260,2
2001	$S_5^{[1]}$	133	148,0	242	250,2
2002	$S_6^{[1]}$	121	133,2	208	226,9
2003	$S_7^{[1]}$	111	120,9	195	209,4
2004	$S_8^{[1]}$	100	109,4	156	180,0
2005	$S_9^{[1]}$	129	120,2	212	197,6
2006	$S_{10}^{[1]}$	137	129,4	207	202,8
2007	$S_{11}^{[1]}$	152	141,9	196	199,1
2008	$S_{12}^{[1]}$	126	133,1	165	180,3
2009	$S_{13}^{[1]}$	117	124,3	130	152,6
2010	$S_{14}^{[1]}$	108	115,3	130	140,2
2011	$S_{15}^{[1]}$		115,3		140,2

Прогнозное значение количества ЧС природного характера составило 115 событий, а техногенного характера – 140 событий в год.

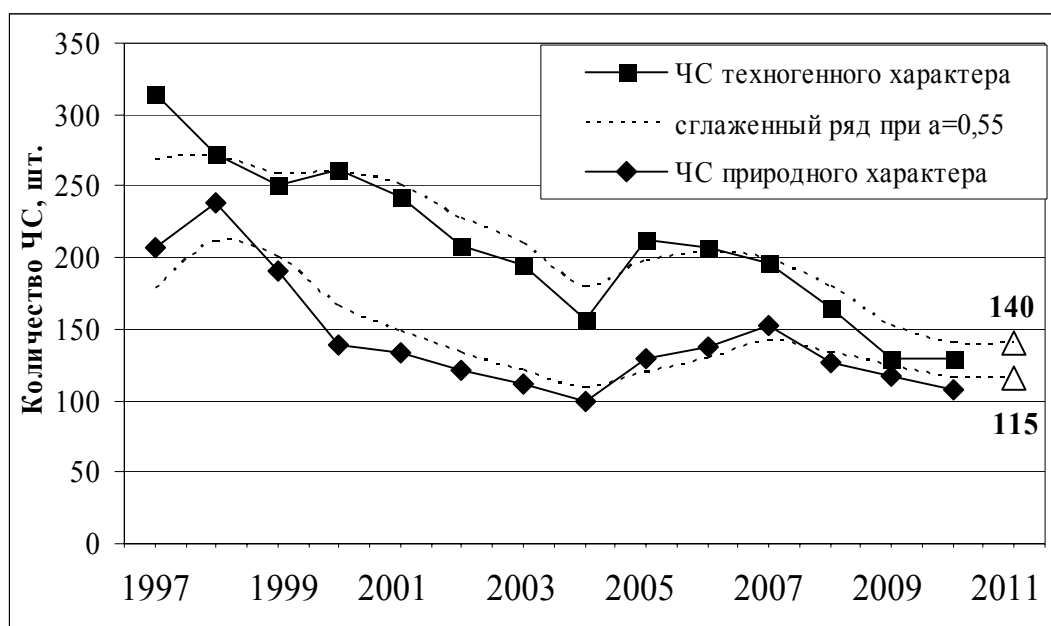


Рис. 4. Прогноз частоты возникновения ЧС техногенного и природного характера методом экспоненциального сглаживания

Аналогичные прогнозные значения были получены при использовании для аппроксимации существующего в данных временных рядах нисходящего тренда экспоненты общего вида с асимптотой. При этом зависимость частоты возникновения чрезвычайных ситуаций природного характера описывается уравнением

$$N(t)=190 \cdot \exp(-0,39 \cdot t)+116; \quad R^2=0,72, \quad (4)$$

а техногенного характера уравнением

$$N(t)=265 \cdot \exp(-0,28 \cdot t)+141; \quad R^2=0,69. \quad (5)$$

Проверка полученных уравнений на адекватность выполнялась с помощью критерия Фишера F при заданном уровне достоверности α . Для обоих уравнений расчетное значение критерия F_b превышает стандартную величину $F_{k1;k2;\alpha}$ ($F_{b1} = 1653,4 / 500,2 = 3,31$; $F_{b2} = 2953,7 / 987,4 = 2,99$; $F_{13;12;0,05} = 2,66$; $F_b > F_{k1;k2;\alpha}$) то есть выбранные зависимости адекватно описывают выявленные закономерности.

Результаты аппроксимации представлены графически на рис. 5, из которого видно, что прогнозные значения количества ЧС природного характера согласно данной модели составляет 116 событий, а техногенного характера – 141 событие в год, что всего на 1 отличаются от соответствующих прогнозных значений (115 и 140 событий), полученных методом экспоненциального сглаживания.

Таким образом, ассимптоты полученных экспонент (свободные члены в формулах 4 и 5) позволяют предположить, что 116 и 141 событие – это минимальное неизбежное количество чрезвычайных ситуаций соответственно природного и техногенного характера, которые можно ожидать в 2011 году. Их количество обусловлено объективными причинами (климатическими условиями, геологическими, гидрологическими и другими особенностями территории Ук-

раины, а также состоянием технических систем), ниже которого данный показатель в настоящее время снизиться не может. Следовательно, учет этого фактора при планировании работы соответствующих государственных служб позволит усовершенствовать систему защиты населения и территорий от чрезвычайных ситуаций.

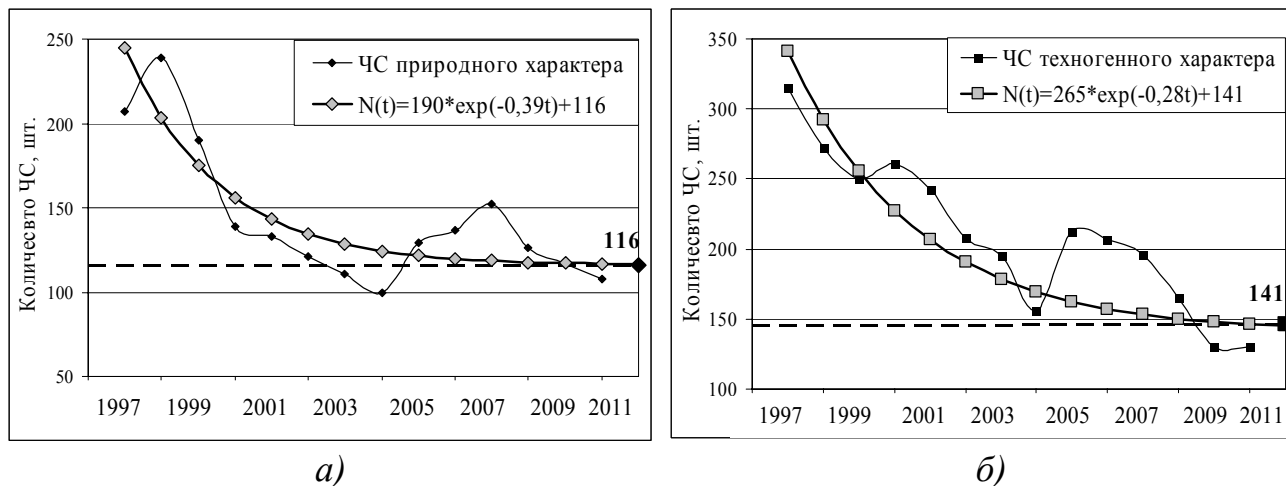


Рис. 5. Зависимость частоты возникновения чрезвычайных ситуаций природного (а) и техногенного характера (б)

Выводы.

1. Частота возникновения чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера в Украине на рассматриваемом временном интервале существенно зависит от предшествующего числа этих событий, т.е. количества чрезвычайных ситуаций, произошедших в предыдущем году.

2. Прогнозные значения количества чрезвычайных ситуаций, полученные методом экспоненциального сглаживания и путем аппроксимации значений временного ряда экспонентой общего вида с асимптотой, составили, соответственно, для ситуаций природного характера 115 и 116 событий, а для ситуаций техногенного характера – 140 и 141 событие в год. Полученная частота возникновения чрезвычайных ситуаций является минимальным неизбежным количеством подобных событий, которые обусловлены климатическими условиями, геологическими, гидрологическими и другими особенностями территории Украины, а также состоянием технических систем и объектов.

Список літератури

1. Розенберг Г.С., Шитиков В.К., Брусиловский П.М. Экологическое прогнозирование (Функциональные предикторы временных рядов). - Тольятти, 1994. - 182 с.
2. Національні доповіді про стан екологічної та техногенної безпеки в Україні. Офіційний сайт МНС України. http://www.mns.gov.ua/content/national_lecture.html.
3. Количественные методы в менеджменте. Надстройки для MS Excel. <http://www.hcxl.ru/af02.html>.
4. Кильдишев Г.С., Френкель А.А. Анализ Временных рядов и прогнозирование. М.: Статистика, 1973. –103 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 24.05.11*

НОВІ МЕТОДИЧНІ ПІДХОДИ ДО ОЦІНКИ РІВНІВ ЗАБРУДНЕННЯ ҐРУНТІВ УРБАНІЗОВАНИХ ТЕРИТОРІЙ

На примере г. Днепродзержинска проведена оцнка урвней заґрязнення почв урбосистем тяжелыми металами с использованием разных методических подходов, определена буферная способность почв в отношении к заґрязнениям их тяжелыми металами.

На прикладі м. Дніпродзержинська проведено оцінку рівнів забруднення ґрунтів урбосистем важкими металами з використанням різних методичних підходів, визначено буферну здатність ґрунтів у відношенні до забруднень їх важкими металами.

On an example of Dneprodzerzhinsk the estimation of levels of pollution of soils of urbo-systems by heavy metals with use of different methodical approaches is spent, buffer ability of soils in the relation to pollution by their heavy metals is defined.

Оцінка екологічного стану компонентів екосистем, зокрема ґрунтів, часом супроводжується своєрідними труднощами через невизначеність самої дефініції – „забруднення”. Більшість дослідників, визначаючи ґрунти як „забруднені”, керуються в своїй оцінці наявністю перевищення вмісту полютантів (наприклад, важких металів) у досліджуваних ґрунтах відносно природного (фонового) вмісту. При цьому встановлюються певні границі цього перевищення – 1,5-2 рази і вище. Однак відомо, що аномальний вміст не завжди супроводжується змінами у якості ґрунтів. Саєт із співавторами розмежовує поняття „техногенні геохімічні аномалії” і „зони забруднення”, підкреслюючи, що в останніх „забруднюючі речовини сягають концентрації, яка несприятливо впливає на живі організми” [1]. Більш конкретно термін „забруднення”, по відношенню до ґрунтів, визначений Глазовською, яка називає забрудненими ті ґрунти, в яких змінюється кількість і якість утвореної живої речовини (біологічної продукції) [2]. Слід також враховувати, що ґрунти, які містять аномальні концентрації важких металів, завдяки процесам міграції можуть ставати джерелом їхнього надходження в суміжні середовища – ґрунтові й поверхневі води, повітря.

Ґрунти, завдяки своїй високій поглинальній здатності, є депонуючим середовищем. В урбоекосистемах, як уже згадувалось, вони виконують важливу роль біогеохімічних бар'єрів на шляху техногенних потоків. В ґрунтово-хімічному моніторингу важливою складовою є виявлення геохімічних аномалій – ділянок, в межах яких фіксуються відмінні від фонових параметри розподілу важких металів.

Геохімічні аномалії важких металів, які були виявлені в ґрунтах м. Дніпродзержинська, за походженням є змішаними. Вони формуються, насамперед, за рахунок опадів з атмосферного повітря (аерогенні), а також безпосереднього потрапляння твердих відходів промисловості, будівництва і т. ін. (вейстогенні). В акумулятивних ландшафтах у формуванні аномалій також беруть участь водні потоки, наприклад, поверхневий стік (гідрогенні).

Техногенні асоціації, які визначались у ґрунтах м. Дніпродзержинська, внаслідок накладення ореолів розсіяння викидів промислових підприємств і автотранспорту, можуть бути віднесені до асоціацій співнаходження.

Метою даної роботи є здійснення еколого-геохімічного дослідження ґрунтів урбоєкосистеми, яка перебуває в умовах надзвичайно високих техногенних навантажень. Для досягнення даної мети необхідно було провести оцінку рівнів забруднення ґрунтів урбосистем важкими металами з використанням різних методичних підходів, а також оцінити буферну здатність ґрунтів у відношенні до забруднень їх важкими металами.

Об'єкти та методи досліджень. Вивчались наступні урбосистеми: промислові (ПУС), транспортні (ТУС), складська (СКУС), селитебні (СУС), рекреаційні (РУС), які розрізнялись за особливостями впливу на них провідних антропогенних факторів, відповідно, промислові урбосистеми – за галузевою приналежністю (чорна металургія (Ч), машинобудування (МБ), коксохімія (К), цементне виробництво (Б), лакофарбувальне виробництво (ХЛ), металообробка (МО), енергетика (Е), хімічне виробництво (Х)), транспортні – за відмінністю впливу авто- (А) і залізничного (З) транспорту, рекреаційні – за ступенем антропогенного впливу на формування і підтримку життєдіяльності біогеоценозу (штучні і природні).

За географічним положенням і особливостями антропогенного впливу на території міста було виділено чотири зони – Західну (вплив машинобудівельної промисловості), Центральну (металургійний комплекс, будівельна промисловість, металообробка), Східну (комплекс хімічних підприємств) і Лівобережну (житлова забудова).

Визначення вмісту ВМ проводилось методом атомно-абсорбційної спектрофотометрії. В ґрунтах визначався валовий вміст Fe, Mn, Zn, Ni, Cu, Pb і Cd.

Результати досліджень. В якості базових фонових величин, для визначення техногенних аномалій важких металів нами використовувався середній вміст цих металів у ґрунтах Дніпропетровської області, який за літературними даними становить, в мг/кг: для Mn – 600, Cu – 20, Ni – 10, Zn – 30, Pb – 10, Cd – 1 [3]. Оцінка інтенсивності техногенних геохімічних аномалій в ґрунтах міста проводилась за показником рівня аномальності – коефіцієнтом концентрації K_c , який розраховувався як відношення вмісту елемента в ґрунтах досліджуваних урбосистем (C_i) до їхнього фонового вмісту (C_{ϕ}).

Техногенні аномалії в ґрунтах міста мають поліелементний склад, тому одним із завдань ґрунтово-хімічного моніторингу в урбосистемах є визначення техногенних асоціацій металів, тобто груп елементів, вміст яких відрізняється від природного (фонового). В якості кількісної міри техногенних асоціацій в роботі використовувався запропонований [4] сумарний показник забруднення (концентрації) ґрунтів (СПЗ/СПК) Z_c , який визначається як адитивна сума перевищень коефіцієнтів концентрацій елементів над фоновим рівнем.

Коефіцієнти концентрації важких металів і сумарний показник забруднення в ґрунтах урбосистем м. Дніпродзержинська представлені в табл. 1

Коефіцієнти концентрації важких металів і сумарний показник забруднення в ґрунтах урбосистем м. Дніпродзержинська

Зона	Урбосистема	Коефіцієнти концентрації (K _c)							Z _c
		Fe	Mn	Cu	Zn	Ni	Pb	Cd	
Захід	ТУС-А-1	1,7	2,1	1,2	4,2	2,5	3,4	2,0	11,6
	СУС-1	1,4	1,4	1,4	2,2	2,0	1,5	1,0	4,9
	РУС-П-1	1,9	1,6	1,5	6,5	2,3	7,7	1,4	18,0
	ПУС-МБ-1	3,0	1,5	4,6	16,6	6,7	24,2	5,5	56,1
Центр	ТУС-А-2	1,0	1,7	1,1	6,6	1,1	5,0	1,3	12,3
	ТРЛ-З-2	2,2	1,2	3,8	6,1	6,3	13,3	4,1	30,9
	ПУС-Ч-2	3,4	3,6	16,7	41,7	15,7	67,1	10,4	152,6
	ПУС-К-2	2,7	5,0	4,2	9,1	6,1	19,1	3,6	43,7
	ПУС-Б-2	2,2	2,0	1,9	14,8	5,5	10,6	1,9	32,9
	ПУС-ХЛ-2	1,7	1,6	3,4	13,7	2,8	10,3	3,9	33,6
	ПУС-МО-2	2,8	2,1	10,9	24,7	20,8	62,9	5,1	123,4
	ПУС-Е-2	1,5	1,9	1,3	4,2	5,0	16,3	9,9	34,0
	СУС-2	1,5	2,4	1,9	12,5	2,3	9,3	1,9	26,2
	РУС-Ш-2	2,9	2,4	2,1	13	2,0	7,7	1,6	25,7
	РУС-П-2	0,9	0,7	0,7	3,7	1,1	2,2	0,8	5,4
Схід	ТУС-А-3	2,0	1,4	3,1	10,3	2,4	4,9	1,5	19,8
	ТРЛ-З-3	3,6	5,1	28,3	26,4	16,0	35,5	4,6	113,5
	ПУС-Х-3	2,5	4,6	2,6	11,0	9,9	19,6	3,1	47,2
	ПУС-К-3	2,3	4,9	3,6	16,8	13,8	28,5	3,7	67,5
	СКУС-3	2,2	1,1	2,7	17,6	4,0	19,8	10,5	51,9
	СУС-3	1,4	1,7	1,3	8,8	2,2	4,8	1,0	15,6
	РУС-П-3	1,6	1,3	3,0	8,9	2,3	5,7	1,3	18,4
Лівий берег	ТУС-А-4	1,3	1,2	0,8	4,6	1,6	2,6	1,1	7,4
	СУС-4	0,4	0,5	0,3	2,0	0,4	0,3	0,6	2,0
	РУС-Ш-4	0,7	0,5	0,5	2,1	1,0	1,4	0,8	2,6
	РУС-П-4	0,6	0,4	0,4	2,0	0,6	1,0	0,9	2,0

Розподіл важких металів, найбільш наближений до фонового, визначено в ґрунтах селитебної урбосистеми Західної зони міста. Це пояснюється, з одного боку, тим, що ця зона розташована на певній відстані від загального комплексу промислових підприємств, з іншого боку, тим, що ґрунти цих урбосистем за своїми властивостями схожі з зональними. В результаті проведених досліджень в цих ґрунтах не виявлено як аномально високого, так і низького вмісту досліджуваних металів.

Висока концентрація промислових підприємств у Центральній і Східній зонах міста спричиняє високий рівень антропогенних навантажень на всі природні компоненти в них. Саме в цих зонах було зафіксовано аномально високий вміст ряду металів, надходження яких пов'язане з викидами як промислових підприємств, так і високою концентрацією транспортних потоків. Ґрунти Лівобережної зони, навпроти, характеризуються невисоким вмістом важких металів. У ґрунтах переважної більшості досліджуваних урбосистем в цій зоні виявлено від'ємні

аномалії нікелю (K_c 0,4–0,6), міді (K_c 0,3–0,8) та марганцю (K_c 0,4–0,5). Такі порівняно невисокі значення вмісту металів пояснюються рядом причин, головна з яких – полегшений гранулометричний склад, яким характеризуються ґрунти Лівобережжя. Окрім того, вони містять переважно невисокі кількості гумусових речовин, карбонатів і мають, порівняно з правобережними ґрунтами, більш кислу реакцію. Внаслідок свого розташування у відносній віддаленості від промислових підприємств, а також сприятливому напрямку переважаючих вітрів, в ґрунти цієї зони надходить порівняно невелика кількість поллютантів промислового походження. Основним джерелом забруднення є транспортні викиди.

Медведєв [5] під сталістю ґрунту, як *природного утворення* (курсив наш. – Т.К.), має на увазі комплекс властивостей і процесів, які підтримують його модальні параметри у просторі і часі. Сталість ґрунтової системи забезпечують її буферні властивості [6], в тому числі і у відношенні до забруднюючих речовин. Мотузова [7] дає наступне визначення буферній здатності ґрунту у відношенні до забруднюючих речовин – це „здатність ґрунтів підтримувати концентрацію хімічних речовин у ґрунтовому розчині на постійному рівні, протистояти змінам цієї концентрації”. Таке визначення наразі підтримується більшістю дослідників.

На буферність впливають наступні компоненти ґрунтів і ґрунтово-хімічні умови: кисло-лужні умови і тонкодисперсна фракція, складовими якої є глинисті мінерали, органічні і органо-мінеральні сполуки, оксиди і гідроксиди металів, солі хімічних елементів [182, 183]. Оцінити потенційну буферність ґрунту можна за вмістом фізичної глини, гумусу, карбонатів і рН водяної витяжки [8].

Переважно всі досліджувані ґрунти характеризуються низьким умістом гумусових речовин і класифікуються як слабогумусовані (уміст гумусу < 4%), лише в Східній зоні міста ґрунти містять порівняно більші кількості гумусу (4-7%) і можуть бути віднесені до мало- та середньогумусних. За ступенем карбонатності переважну більшість досліджуваних ґрунтів можна віднести до середньокарбонатних (3-8% $CaCO_3$), за виключенням ґрунтів Лівобережної зони, де вміст карбонатів не перевищує 1%. В більшості урбосистем значення рН водяної витяжки з ґрунтів коливались в межах 7,8-8,2.

В Лівобережній зоні ґрунти містять підвищені кількості піщаних фракцій і характеризуються піщаним і супіщаним гранулометричним складом, в правобережній частині міста переважно визначаються суглинисті ґрунти.

Оцінка буферних властивостей ґрунтів міста проводилася нами за бальною шкалою з урахуванням вмісту в них фізичної глини, гумусу і карбонатів. Критерії оцінки і бальна шкала подані в табл. 2.

Визначаючи градації в межах кожного з показників, ми виходили з того, що необхідно не тільки оцінити буферну здатність ґрунтів кожної з урбосистем, але й порівняти урбосистеми всього міста за цим показником. Ця інформація може бути корисною для оцінки стану довкілля, адже вона дозволить виявити ті території („слабкі ланки”), на яких ґрунти потребують відповідних заходів щодо їх відновлення або покращення стану, до того ж ці дані необхідні для планування оптимального розташування виробництв у майбутньому.

Бальна шкала й критерії оцінки буферної здатності ґрунтів

Показник	Концентрація у ґрунтах, %	Характеристика ґрунту	Бал
Вміст гумусу	<2	слабогумусовані	1
	2–3	слабогумусовані	2
	3–4	слабогумусовані	3
	4–5	малогумусні	4
	5–6	малогумусні	5
	6–7	середньогумусні	6
	7–8	середньогумусні	7
Вміст фізичної глини	<10	піщані	1
	10–20	супіщані	2
	20–30	легкосуглинисті	3
	30–40	середньосуглинисті	4
	40–50	середньосуглинисті/важкосуглинисті	5
	50–60	важкосуглинисті	6
	>60	глинисті	7
Вміст карбонатів	<1	слабокарбонатні	1
	1–3	малокарбонатні	2
	3–4	середньокарбонатні	3
	4–5	середньокарбонатні	4
	5–6	середньокарбонатні	5
	6–7	середньокарбонатні	6
	>7	середньокарбонатні / сильнокарбонатні	7

Вміст гумусу, фізичної глини і карбонатів у ґрунтах коливається в певних межах, в цих межах і проводився розподіл балів, кожний з показників оцінювався за 7-бальною шкалою. Буферна здатність ґрунтів кожної урбосистеми оцінювалась за сумою балів (рис. 1).

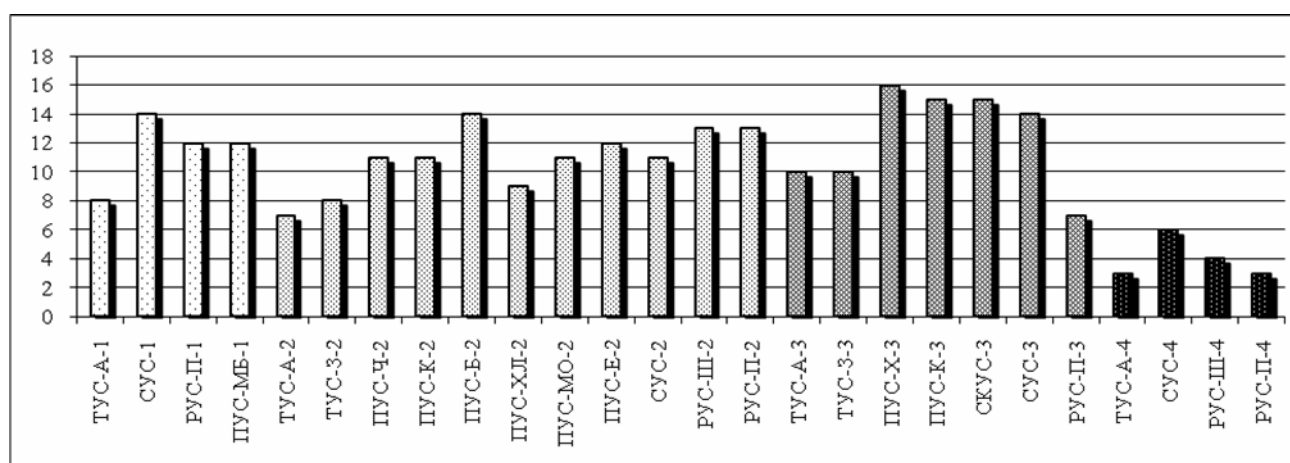


Рис. 1. Оцінка буферної здатності (в балах) ґрунтів урбосистем м. Дніпродзержинська

За своїми буферними властивостями ґрунти міста відрізняються іноді досить істотно. Порівняно більшою буферною здатністю характеризуються ґрунти Східної зони – в них міститься більше органічних речовин і вони збагачені глинистими фракціями. Ґрунти Центральної і Західної зони переважно подібні за своїми буферними властивостями. Низькою буферністю характеризуються ґрунти Лівобережної зони, що пояснюється, передусім, їх відносно легким гранулометричним складом. Ця інформація потребує уваги через небезпеку потрапляння поллютантів до ґрунтів, а з них – до трофічних ланцюгів (в Лівобережній зоні достатньо великі площі зайняті дачною забудовою).

Ґрунти транспортних урбосистем міста, через свій полегшений гранулометричний склад, мають низькі показники буферності, рекреаційних Західної і Центральної зон мають порівняно кращі буферні властивості, ніж в Східній і Лівобережній зонах. Ґрунти промислових урбосистем Східної зони характеризуються порівняно вищою буферною здатністю, ніж Центральної.

Мотузова [7] визначає сталість ґрунтів, як їх здатність у разі надмірного надходження поллютантів опиратися збільшенню в них саме рухомих форм цих речовин. Співвідношення валових і рухомих форм у ґрунтах (визначається як екстракційний критерій [9]), у великій мірі залежить від буферних властивостей ґрунтів. Величини екстракційного критерію дають змогу оцінити, як буферні властивості впливають на здатність ґрунтів зв'язувати, тобто інактивувати, важкі метали, які надходять з викидами підприємств і автотранспорту.

Ладонін [9] пропонує використовувати показник екстракційного критерію для оцінки техногенної складової у загальному вмісті важких металів у ґрунті, адже відомо, що у незабруднених фонових ґрунтах значення цього показника коливається в межах 5–20% [10]. З огляду на отримані нами результати (значення екстракційного критерію для всіх досліджуваних металів, окрім заліза, перевищувало 30 %), істотна частка важких металів, які містяться в ґрунтах м. Дніпродзержинська, має техногенне походження.

Все вищесказане дає підстави стверджувати, що рівень небезпеки забруднення важкими металами ґрунтів з різною буферністю теж буде відмінним. Сумарний показник забруднення лише констатує загальний вміст металів у ґрунтах і не враховує здатність самих ґрунтів інактивувати їх. Нами зроблена спроба оцінки забруднення ґрунтів з урахуванням їх буферної здатності. Для цього ми пропонуємо інтегральний показник забруднення:

$$Z_i = \frac{Z_c}{B},$$

де B – показник буферності ґрунтів (в балах).

Отримані результати дають змогу адекватно порівняти рівень забруднення ґрунтів урбосистем в межах всієї урбоєкосистеми. На рис. 2 добре видно, що в деяких урбосистемах, де буферна здатність ґрунтів відносно менша, інтегральний показник забруднення ґрунтів стає майже однаковим з показником у тих урбосистемах, де ґрунти містять відносно більші кількості металів (наприклад, ґрунти в автотранспортній урбосистемі в Лівобережній зоні і природній рекре-

аційній урбосистемі в Східній зоні, ґрунти в автотранспортній урбосистемі і природній рекреаційній урбосистемі в Західній зоні). В інших – за умов відносно близьких значень сумарного показника забруднення, значення показника інтегрального забруднення відмінні (ґрунти в природній рекреаційній урбосистемі в Центральній зоні і автотранспортній урбосистемі в Лівобережній, ґрунти в природних рекреаційних урбосистемах в Західній і Східній зонах, ґрунти в промислових урбосистемах на території цементного і лакофарбового заводів в Центральній зоні). До того ж рис. 2 демонструє відмінність буферних властивостей ґрунтів різних зон міста, особливо це стосується Східної і Лівобережної.

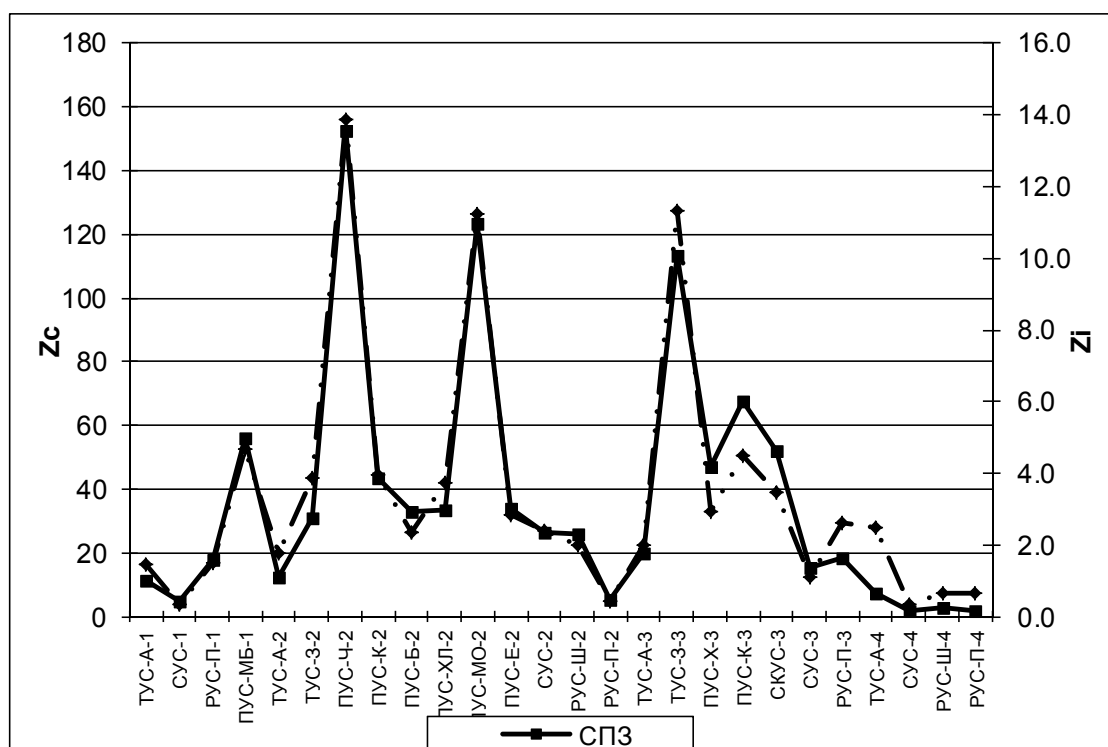


Рис. 2. Сумарний (Z_c) і інтегральний (Z_i) показники забруднення ґрунтів урбосистем м. Дніпродзержинська

Висновки.

1. В ґрунтах міста було виявлено концентрації валових форм марганцю, міді, цинку, нікелю, свинцю, кадмію і заліза, які перевищували фоніві. В залізничних транспортних і промислових урбосистемах було зафіксовано перевищення вмісту Cu, Zn, Ni, Pb та Cd відносно фону на один порядок. В ґрунтах деяких урбосистем було виявлено від'ємні аномалії Mn, Cu, Ni, Pb та Cd.

2. Максимальне перевищення вмісту валових марганцю і міді було виявлено в ґрунтах залізничної транспортної урбосистеми в Східній зоні міста, валових цинку і свинцю – в ґрунтах промислової урбосистеми на території металургійного комбінату, валового нікелю – в ґрунтах промислової урбосистеми на території метизного заводу в Центральній зоні, кадмію – в ґрунтах складської урбосистеми в Східній зоні міста. Мінімальні концентрації валових форм важких металів було визначено в ґрунтах урбосистем в Лівобережній зоні: марган-

цю і цинку – в природній рекреаційній урбосистемі, міді, нікелю, свинцю та кадмію – в селитебній урбосистемі.

3. Встановлено, що найбільшим рівнем забруднення (надзвичайно сильним) характеризуються ґрунти промислової урбосистеми на території металургійного комбінату в Центральній зоні міста (СПЗ = 153), мінімальним – ґрунти рекреаційних і селитебної урбосистем в Лівобережній зоні міста (СПЗ < 3).

4. Запропоновано для оцінки буферних властивостей ґрунтів міста використовувати бальну шкалу з урахуванням вмісту у ґрунтах гумусових речовин, фракцій фізичної глини і карбонатів. Визначено, що порівняно кращою буферною здатністю у відношенні до забруднень важкими металами характеризуються ґрунти Східної зони міста – за рахунок відносно більшого вмісту в них гумусових речовин, фракцій фізичної глини і карбонатів. Деяко гіршими буферними властивостями відрізняються ґрунти Західної і Центральної зон міста, низькою буферною здатністю характеризуються ґрунти Лівобережної зони міста, передусім через свій відносно легкий гранулометричний склад. Встановлено, що буферні властивості ґрунтів впливають на співвідношення в ґрунтах валових і рухомих форм Cu, Mn, Pb, Zn та Fe.

5. Запропоновано для порівняльної оцінки рівня забруднення ґрунтів в межах міста використовувати інтегральний показник забруднення, який розраховується як відношення сумарного показника забруднення до показника буферності ґрунтів. Інтегральний показник забруднення дає змогу виявити ті урбосистеми, в ґрунтах яких вичерпаний буферний потенціал і подальше забруднення яких є небезпечним як для суміжних до ґрунтів середовищ, так і для рослин.

Список літератури

1. Геохимия окружающей среды / Ю.Е.Саэт, Б.А.Ревич и др. – М.: Недра, 1990. – 335 с.
2. Глазовская М.А. Геохимия тяжелых металлов в природных и техногенных ландшафтах. – М.: Изд-во МГУ, 1983. – 195 с.
3. Экологические основы природопользования / Н.П.Грицан, Н.В.Шпак, Г.Г.Шматков и др. – Днепропетровск: ИППЭ НАН Украины, 1998. – 409 с.
4. Смирнова Р.С., Ревич Б.А. Система геохимических показателей для оценки состояния окружающей среды при разработке территориальных комплексных схем охраны природы городов // Биогеохимические методы при изучении окружающей среды. – М.:ИМГРЭ, 1989. – С. 117–123.
5. Медведєв В.В. Теоретичне наближення до визначення сталості ґрунту // Вісник ХДАУ: Збірка наукових праць / Харк. держ. аграр. ун-т. – 1997. – № 3. – С. 33–40.
6. Канунникова Н.А. Термодинамические потенциалы и показатели буферных свойств почв. – М.: Изд-во МГУ, 1989. – 100 с.
7. Мотузова Т.В. Принципы и методы почвенно-химического мониторинга. – М.: Изд-во МГУ, 1988. – 101 с.
8. Ильин В.Б. Буферные свойства почвы и допустимый уровень ее загрязнения тяжелыми металлами // Агрохимия. – 1997. – № 11. – С. 65–70.
9. Ладонин Д.В. Соединения тяжелых металлов в почвах – проблемы и методы изучения // Почвоведение. – 2002. – № 6. – С.682–692.
10. Водяницкий Ю.Н., Большаков В.А. Выявление техногенности химических элементов в почвах // Тр. Всеросс. конф. „Антропогенная деградация почвенного покрова и меры ее предупреждения”. – М., 1998. – Т. 2. – С. 116–119.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.
Надійшла до редакції 16.05.11*

ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ МЕРОПРИЯТИЙ ПО КОНТРОЛЮ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ УСТУПОВ НА КАРЬЕРАХ

Определены мероприятия, позволяющие сократить объемы вскрышных работ на карьере с обеспечением устойчивости откосов уступов. Выполнен расчет годового экономического эффекта при проведении мероприятий по устойчивости откосов уступов для условий Мотроновско-Анновского участка Малышевского россыпного месторождения.

Визначено заходи, що дозволяють скоротити обсяги розкривних робіт на кар'єрі із забезпеченням стійкості укосів уступів. Виконано розрахунок річного економічного ефекту при проведенні заходів щодо стійкості укосів уступів для умов Мотронівсько-Анновської ділянки Малишевського розсипного родовища.

Measures allowing to decrease daylighting operations at open-pit with ensuring slope stability are defined. Calculation of the saving rate from slope stability measures for conditions of Motronovsko-Annovskiy section of Malyshevskoye placer deposit is carried out.

Актуальность работы. Выбор эффективных мероприятий по контролю устойчивости уступов на карьерах связан с экономической оценкой ущерба от возможных деформаций массива горных пород в области призмы возможного обрушения, определением затрат на укрепление пород в массиве, изменением схемы вскрытия, системы разработки, структуры комплексной механизации, с учетом фактора времени на сопоставляемые затраты. В то же время экономическая эффективность производства имеет множество частных аспектов, и для их оценки применяются многочисленные самостоятельные показатели, в том числе такие, как производительность, себестоимость продукции, приведенные затраты, фондоотдача, прибыль и др. [1].

Управление откосами уступов карьера является важной составной частью экономики горного предприятия. Эффективность этого управления характеризуется обеспечением безопасного ведения горных работ и сокращением объемов вскрыши при сохранении устойчивости откосов уступов. При этом, устраняются убытки, связанные с оползневыми явлениями, нарушением графика ведения горных работ, разрушением транспортных коммуникаций, потерей полезного ископаемого и простоями горно-транспортного оборудования. В ряде случаев нарушение устойчивости бортов карьеров и отвалов относят к категории аварий, при расследовании причин которых прежде всего стремятся установить соответствие фактического состояния откосов уступов проектному, уровень инженерно-геологической изученности условий месторождения и исследований устойчивости откосов уступов [2].

В работе [3] детально рассмотрены горно-геологические условия залегания вскрышных пород и рудных песков перспективного Мотроновско-Анновского участка Малышевского циркон-рутил-ильменитового россыпного месторождения, проанализированы возможные технологические схемы разработки, предложена наиболее рациональная технологическая схема работы горно-транспортного оборудования.

Технологической особенностью данного месторождения является сложный и изменчивый характер горно-геологических условий разработки, а с учетом гидрогеологических условий возникает повышенная опасность образования сдвигов вскрышных пород прибортового массива, представленных четвертичными глинами и суглинками.

Постановка целей. Учитывая актуальность проблемы управления долговременной устойчивостью откосов уступов и бортов карьеров *целью данной работы* является оценка экономической эффективности мероприятий по управлению устойчивостью этих уступов для условий Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения. Для решения этой проблемы поставлены следующие *задачи*:

1. Рассчитать объем вскрышных работ при изменении геометрических параметров откоса уступа;
2. Оценить экономический эффект от изменения угла наклона откоса вскрышного уступа для условий Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения.

Основная часть. Один из основных показателей экономической эффективности открытого способа разработки - углы наклона бортов карьера на предельном контуре, изменение на каждый градус которых существенно влияет на общий объем вскрышных работ.

При увеличении угла наклона откоса уступа в предельно устойчивом состоянии сокращаются объемы вскрыши, однако при заложении слишком крутых углов возникает опасность оползней, что связано с увеличением горнокапитальных работ на уборку обрушенной горной массы (рис. 1).

Критерием оценки состояния откосов уступов и бортов карьеров является коэффициент запаса устойчивости (КЗУ), который можно представить как отношение интегралов удерживающих и сдвигающих сил по предполагаемой линии (поверхности) скольжения. Существует три состояния породного массива в откосе: $KЗУ > 1$ – устойчивое; $KЗУ = 1$ – предельное; $KЗУ < 1$ – неустойчивое (обрушение или оползень, рис. 1,б).

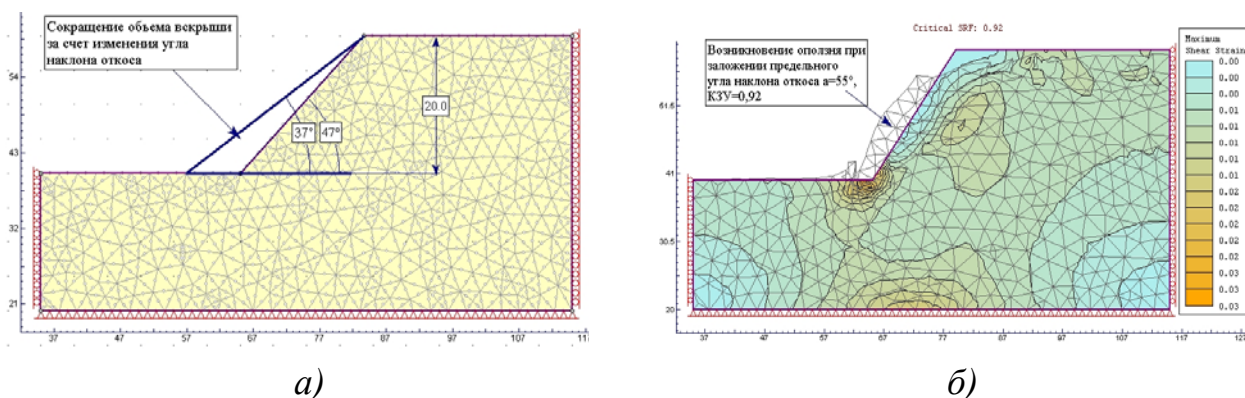


Рис. 1. Пояснительная схема к выбору углов наклона откоса уступа:
а) сокращение объема вскрыши при изменении угла наклона откоса уступа;
б) возникновение оползней при заложении предельных углов ($KЗУ=0,92$)

Обоснование уменьшения КЗУ бортов карьера только на 5% , в конечном итоге, может позволить уменьшить объем извлекаемой горной массы и площадь карьера от 1,5 до 20 % в зависимости от горно-геологических условий разработки (при сохранении объемов извлекаемого полезного ископаемого) [4].

В настоящее время Мотроновско-Анновский участок Малышевского месторождения планируется к вводу в эксплуатацию. Согласно предварительным инженерным изысканиям по освоению месторождения вскрышные работы для рассматриваемого участка предлагаются по транспортной и комбинированной (транспортной и транспортно-отвальной) системам разработки с внутренним отвалообразованием. Вскрышные работы планируется производить двумя роторными комплексами с экскаваторами типа SRs-2000, поставляемых фирмой «MAN TAKRAF». Ожидаемый объем выемки вскрышных пород - 9,5-10 млн. м³/год. Отработку уступа высотой 30 м экскаватор SRs-2000 (теоретическая производительность 5000 м³/ч, диаметр ротора 12 м) будет осуществлять в 4 слоя средней высотой по 7,5 м.

По результатам научных исследований, выполненных УкрНИИПроект, определены величины устойчивых углов откосов рабочих уступов и внутри-карьерных отвалов, а именно:

- откоса рабочего уступа в обводнённом состоянии - не более 25°, после выполнения дренажных работ - не более 37°;

- откоса верхнего вскрышного уступа - не более 20°, нижнего вскрышного уступа - не более 31°;

- погашение нерабочих бортов в торцах карьера - не более 24°;

- откоса нижнего яруса отвала, отсыпанного: а) на глинистый экран - не более 16,5°; б) на песчаную подушку или её смесь с глиной - не более 19,5°;

- результирующий угол внутреннего отвала, при условии формирования берм безопасности между подъярусами и ярусами шириной 30-50 м - не более 16° [3].

По мнению авторов, приведенные значения углов откосов уступов являются заниженными, что вызывает необходимость дополнительной оценки устойчивости уступов в сложноструктурном массиве посредством численного моделирования и другими методами для определения рациональных геометрических параметров.

По результатам моделирования методом конечных элементов, лабораторных исследований процессов обрушения на эквивалентных материалах и экспериментальных испытаний горных пород на сдвиг было установлено, что для обеспечения кратковременной устойчивости с учетом сложной геологической структуры угол наклона откоса для вскрышных уступов, сложенных желто-бурыми и красно-бурыми суглинками, может достигать 55°. Однако для долговременной устойчивости породного массива этого значения может оказаться недостаточно, если учитывать гидрогеологические и климатические условия, а также нагрузки горно-транспортного оборудования. Так, при визуальном обследовании передового уступа на карьере №7 «Север» установлено, что на некоторых участ-

ках вдоль фронта работ углы наклона откосов достигают 60° и более, что обуславливает возникновение масштабных обрушений и оползней.

Для горно-геологических условий Малышевского циркон-рутил-ильменитового месторождения влажность вмещающих пород является доминирующим фактором устойчивости откосов уступов [5]. Так, для суглинков естественная влажность, обусловленная наличием водоносных горизонтов и атмосферными осадками, составляет $W_{отн}=16...18\%$. Для существующих гидрогеологических условий с учетом физико-механических свойств пород установлено, что рекомендуемый $KЗУ=1,1...1,3$ будет обеспечен при угле наклона откоса $\alpha=37...47^\circ$ (рис.2).

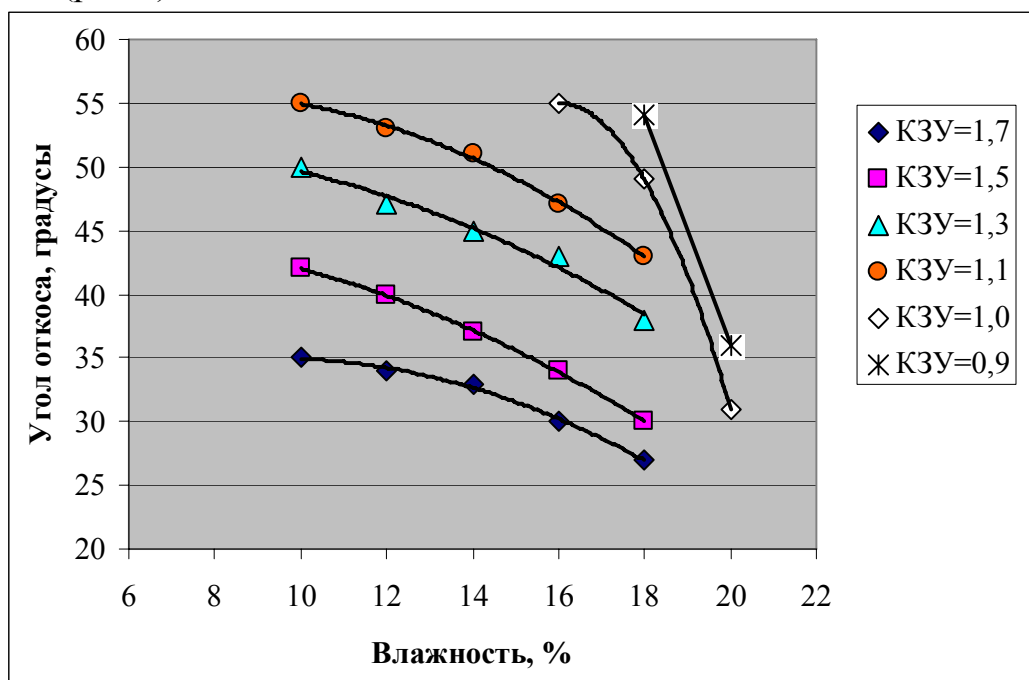


Рис. 2. Зависимость угла откоса уступа от влажности вскрышных пород (суглинки)

Сокращение объема вскрыши за счет применения специальной заоткоски, укрепления уступов и упрочнения прибортового массива горных пород определяют по формуле:

$$\Delta V = \frac{H^2 l}{2} (\operatorname{ctg} \alpha_1 - \operatorname{ctg} \alpha_2), \quad (1)$$

где H - высота борта, м; l - длина борта, м; α_1 и α_2 – проектные и рекомендуемые значения углов наклона откоса уступа, град.

На рис. 3 показаны зависимости сокращения объема вскрышных работ от изменения угла наклона откоса α_2 по сравнению с проектными $\alpha_1=37^\circ$ на 1 км длины фронта работ. При высоте передового уступа $H=20$ м и заложении максимального рекомендуемого угла наклона откоса уступа $\alpha_2=47^\circ$, сокращение объема вскрыши за счет применения заоткоски составит $\Delta V=78,91$ тыс.м³.

Экономия затрат от мероприятий по установлению рационального угла откоса уступа C_3 определяется по формуле:

$$C_3 = C_6 \Delta V, \quad (2)$$

где C_6 – себестоимость 1 м³ вскрыши, грн/м³; ΔV – изменение объема вскрышных работ за счет изменения угла откоса уступа, м³.

Для условий Вольногорского ГМК себестоимость 1 м³ вскрышных работ зависит от горно-геологических условий и варьирует в диапазоне $C_6=10,85\dots13,40$ грн/м³.

Годовой экономический эффект \mathcal{E}_2 от мероприятий по заложению рационального угла откоса уступа рассчитывается по формуле:

$$\mathcal{E}_2 = E - E_n \cdot C, \quad (3)$$

где E - годовая экономия либо результаты, которые достигаются в результате конкретной деятельности; E_n - нормативный коэффициент эффективности, постоянная величина, которая зависит от конкретной сферы деятельности, 0,12-0,15 (для горных предприятий обычно принимают $E_n=0,15$); C - затраты на конкретную деятельность, для которой подсчитывается экономический эффект.

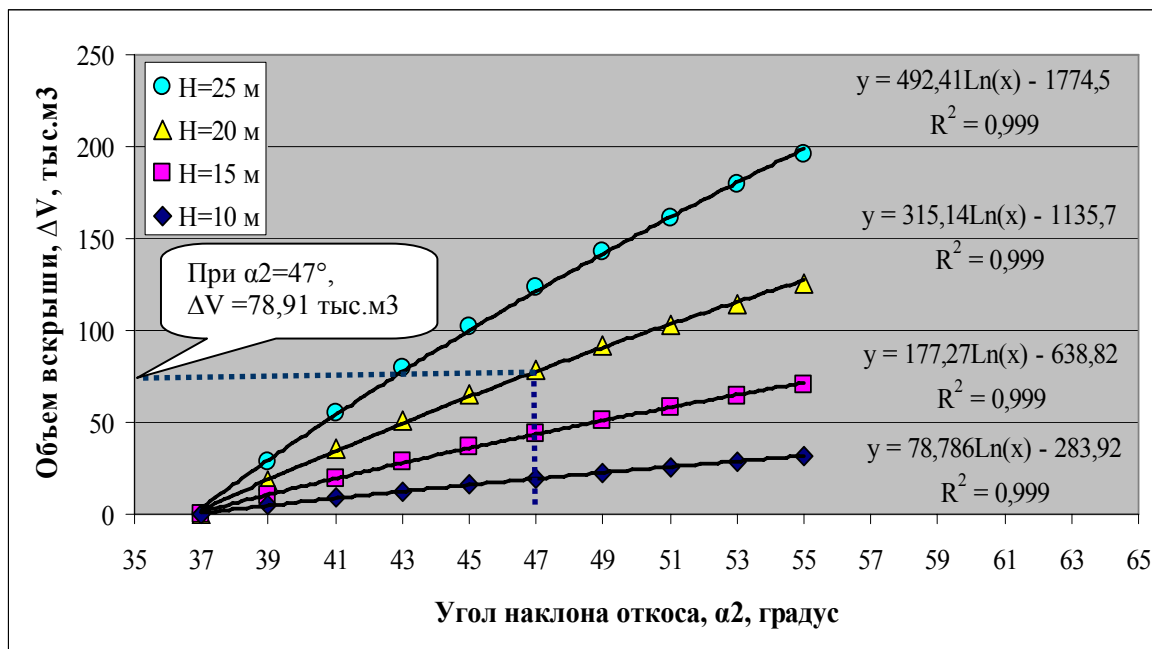


Рис. 3. Зависимость объема вскрыши от изменения угла наклона откоса уступа α_2

На рис. 4 приведены результаты расчета экономического эффекта \mathcal{E}_2 от мероприятий по установлению рационального угла наклона откоса уступа α_2 и сокращению объемов вскрыши ΔV .

Так, для высоты передового уступа $H=20$ м и углах наклона откоса $\alpha_2=39\dots55^\circ$ достигается экономический эффект $C_3=0,17\dots1,43$ млн. грн на 1 км длины фронта вскрышных работ. Угол $\alpha_2=55^\circ$ является предельным для откосов передового уступа, обеспечивая при относительной влажности $W_{отн} \leq 16\%$ (рис. 2) кратковременную устойчивость породного массива.

В случае рекомендуемого угла наклона откоса $\alpha_2=47^\circ$, экономический эффект $C_3=0,72\dots0,90$ млн. грн на 1 км длины фронта вскрышных работ.

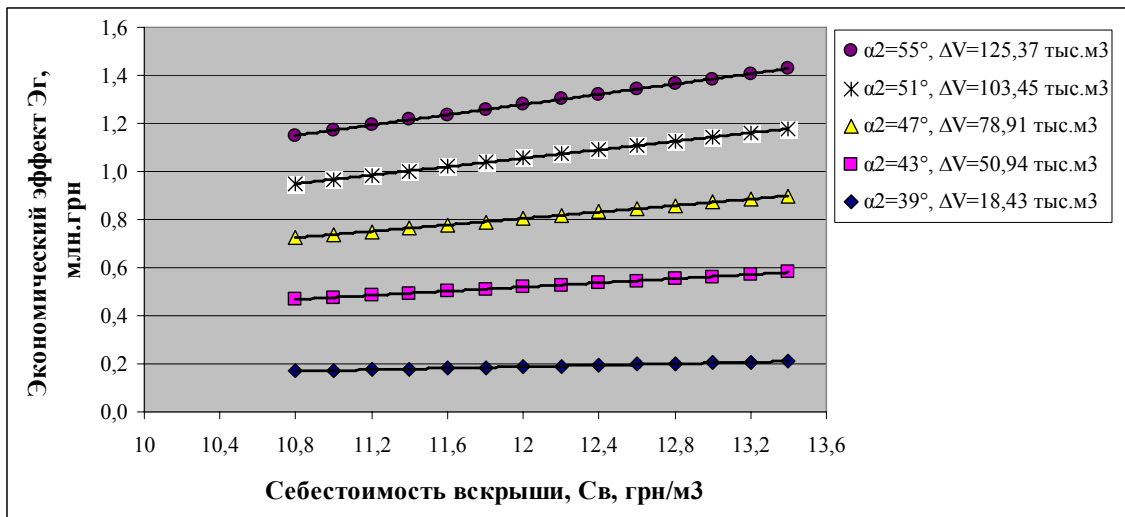


Рис. 4. Зависимость экономического эффекта от себестоимости вскрышных работ

Выводы. 1. В проведенных исследованиях выявлено, что доминирующим фактором устойчивости откосов уступов и бортов карьера для горно-геологических условий Малышевского месторождения является влажность вскрышных пород, которая влияет на заложение углов наклона откосов уступов. Для рабочих уступов карьера рекомендуемый КЗУ=1,1...1,3 будет обеспечен при угле наклона откоса уступа $\alpha=37...47^\circ$.

2. Установлено, что при средней высоте вскрышного уступа 20 м и изменении угла наклона откоса с проектных 37° до рекомендуемых 47° для условий Вольногорского горно-металлургического комбината сокращение объемов вскрышных работ на 1 км длины фронта работ составит $\Delta V=78,91$ тыс. м³.

3. В результате корректировки угла наклона откоса уступа и формирования более крутого геометрического профиля уступа, при его высоте $H=20$ м, на 10° ($\alpha_1-\alpha_2=47^\circ-37^\circ$) рассчитан экономический эффект $C_3=0,72...0,90$ млн. грн на 1 км длины фронта горных работ при средней себестоимости вскрыши $C_6=10,85...13,40$ грн/м³.

Список литературы

1. Певзнер М.Е. Геомеханика: Учебник для вузов. - 2-е изд., стер. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2008.- 438 с: ил.
2. Астафьев Ю. П. Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых /Астафьев Ю. П., Попов Р. В., Николашин Ю. М. – К.; Донецк: Вища шк. Головное изд-во, 1986. - 272 с.
3. Гамалинский А.И. Выбор и обоснование технологических схем вскрытия и разработки Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения в сложных горно-геологических условиях / А.И. Гамалинский, И.А. Гамалинский, В.В. Терещенко // Науковий вісник НГУ.- 2009.- №12. – С.36-42.
4. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров / [Полищук С. З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др.]; под общ. ред. д.т.н. С. З. Полищука. - Днепрпетровск: Изд-во "Полиграфист", 2001. – 370 с.
5. Шашенко А.Н. Влияние сложной геологической структуры и обводнения массива пород на устойчивость откосов карьеров /А.Н. Шашенко, А.С. Ковров // Науковий вісник НГУ.- 2011.- №5-6. – С.36-42.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.О.
Надійшла до редакції 15.06.11*

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Анджей Крвьяк – доктор экономических наук, инженер Главного Института Горного Дела, г. Катовице, Польша

Алексеев Михаил Александрович – д.т.н., профессор, зав. каф. программного обеспечения компьютерных систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Бакутін Андрій Вадимович – студент Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Барабан Віктор Вікторович – аспірант кафедри електропривода Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Борисовская Елена Александровна – к.т.н., доцент каф. экологии Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Вовк Роман Богданович – аспірант каф. програмного забезпечення автоматизованих систем Івано-Франківського національного технічного університету нафти і газу

Галата Альона Володимирівна – к.х.н., доцент каф. екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Гаряга Ольга Володимирівна – студент Дніпродзержинського державного технічного університету

Голинько Василий Иванович – д.т.н., профессор, зав. каф. АОТ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Горовая Алла Ивановна – д.б.н., профессор, зав. каф. экологии Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Грулер Герхардт – профессор, Ройтлингенского университета техники и экономики

Гулько Светлана Александровна – аспірантка Днепропетровского Национального университета им. О. Гончара.

Гусев Александр Юриевич – к.ф.-м.н., доцент каф. электроники и вычислительной техники Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Дашевский Станислав Олегович – аспірант кафедры автоматизации и компьютерных систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Дергачов Володимир Андрійович – к.т.н., доцент, Національний аерокосмічний університет ім. М.Є. Жуковського "ХАІ", м. Харків

Дмитриков Валерий Павлович – д.т.н., профессор каф. экологии Полтавской государственной аграрной академии

Дрезденский Виктор Александрович – д.т.н., профессор, директор ИТСТ НАН Украины «Трансмаг», г. Днепропетровск

Дроздов Виталий – студент Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Егунько Владислав Владимирович – студент Дніпродзержинського государственного технического университета.

Євсюков Михайло В'ячеславович – здобувач каф. програмного забезпечення та комп'ютерних систем Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Жулай Юрий Алексеевич – к.т.н., с.н.с., ведущий научный сотрудник ИТСТ НАН Украины «Трансмаг», г. Днепропетровск

Зберовский Василий Владиславович – к.т.н., ст. науч. сотр. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Зеленська Лідія Олексіївна –ст. викладач кафедри технології неорганічних речовин Дніпродзержинського державного технічного університета

Кастандов Юрий Аршавинович – к. ф.-м. н. ведущий научный сотрудник НИИ проблем геодинамики ТНУ им. В.И. Вернадского

Кириченко Віталій Іванович – д.т.н., професор кафедри електропривода Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Кириченко Владислав Віталійович – к.т.н., доцент кафедри систем електропостачання Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Кліменко Тетяна Карловна – к.т.н., доцент каф. екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Ковров Александр Станиславович – ассистент кафедры экологии НГУ, г. Днепропетровск,

Колесник Валерий Евгеньевич – д.т.н., профессор каф. экологии Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Колосов Дмитро Леонідович – к.т.н., доцент кафедри будівельної, теоретичної і прикладної механіки Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Коротенко Григорій Михайлович – д.т.н., професор каф. геоінформаційних систем Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Коротенко Леонід Михайлович – к.т.н., доцент каф. програмного забезпечення та комп'ютерних систем Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Костенко Виктор Климентьевич – д.т.н., профессор, декан ф-та экологии и химических технологий, зав. каф. природоохранной деятельности ДонНТУ, г. Донецк

Костенко Елена Михайловна – к.т.н., проректор з навчально-педагогічної та інноваційної роботи, Полтавська державна аграрна академія, м. Полтава

Кошевой Николай Дмитриевич – д.т.н., зав. каф. авіаційних приладів і вимірювань, Національний аерокосмічний університет ім. М.Є. Жуковського "ХАІ", м. Харків

Крамарьова Неллі Опанасівна - к.х.н., доцент каф. екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Кременчуцкий Николай Феофанович – д.т.н., профессор каф. АОТ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Кривцун Геннадий Павлович – к.т.н., доцент каф. АОТ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Крих Ганна Бориславівна – к.т.н., доцент каф. автоматизації теплових і хімічних процесів Національного університету “Львівська політехніка”

Крых Анна Бориславовна – к.т.н. доцент каф. автоматизации тепловых и химических процессов Национального университета “Львовская политехника”

Лебедев Яков Яковлевич – к.т.н., доцент каф. АОТ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Лозовягин Алексей Владимирович – ассистент каф. АКС Государственный ВУЗ НГУ, г. Днепропетровск

Маевский Анатолий Марьянович – старший научный сотрудник, доцент каф. открытых горных работ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Макитренко Роман Васильевич – ассистент кафедры автоматизации и компьютерных систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Мезников Артур Владимирович – заведующий отделом ЭПІ ПП «Донгипроуглемаш», г. Донецк

Мещеряков Леонид Иванович – д.т.н., профессор кафедры программного обеспечения компьютерных систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Миринова Инна Геннадиевна – ассистент каф. экологии Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Муха Олег Анатольевич – к.т.н., доцент каф. АОТ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Никифорова Наталья Анатольевна – к.т.н., доцент Днепропетровського Национального университета железнодорожного транспорта

Огеенко Павел Юрьевич – ассистент каф. АКС Государственный ВУЗ НГУ, г. Днепропетровск

Пистун Евгений Павлович – д.т.н., профессор, зав. каф. автоматизации тепловых и химических процессов Национального университета “Львовская политехника”

Півняк Геннадій Григорович – академік НАН України, ректор Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Пікареня Дмитро Сергійович - к.г.н., доцент каф. екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університету

Пістун Євген Павлович – д.т.н., профессор, зав. каф. автоматизації теплових і хімічних процесів Національного університету “Львівська політехніка”

Потапенко Александр Алексеевич – генеральный директор ПАО «Краснодонуголь», г. Краснодон

Проценко Александр Васильевич – к.х.н., доцент каф. экологии и охраны окружающей среды Днепродзержинского государственного технического университета

Проценко Станислав Николаевич – доцент каф. автоматизации и компьютерных систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Процюк Галина Ярославівна – асистент каф. інформатики Івано-Франківського національного технічного університету нафти і газу

Рибальченко Юрий Петрович – аспирант Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Руденко Игорь Юрьевич – сотрудник ГП «Донгипроуглемаш», г. Донецк

Салехирадж Саид – аспирант каф. природоохранной деятельности ДонНТУ, г. Донецк

Самуся Сергей Владимирович – к.т.н., ведущий инженер ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

Собко Борис Ефимович – д.т.н., профессор каф. открытых горных работ, руководитель Учебно-научного центра горных информационных технологий Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Стадник Николай Иванович – зам. директора ГП «Донгипроуглемаш», д.т.н., профессор каф. автоматизации и компьютерных систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Столбченко Елена Владимировна – ассистент АОТ Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Тимошенко Євген Вікторович – аспірант кафедри ПРР Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Тимошук Василий Ипполитович – к.т.н., с.н.с., доцент каф. гидрогеологии Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Тишков Владимир Владимирович – с.н.с. каф. гидрогеологии Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Ткачов Віктор Васильович – д.т.н., професор, зав. каф. АКС Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Трофіменко Марія Олексіївна – к.х.н., доцент кафедри екології та охорони навколишнього середовища Дніпродзержинського державного технічного університета

Устименко Евгений Борисович – к.т.н., технический директор Государственного предприятия «НПО «Павлоградский химический завод», г. Павлоград

Харь Альона Тарасівна – аспірант каф. програмного забезпечення та комп'ютерних систем Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Холод Елена Леонидовна – ст. лаборант каф. програмного забезпечення комп'ютерних систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Череп Андрей Юрьевич – к.т.н., доцент каф. прикладной экономики Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

Шустов Александр Александрович – аспірант каф. ВГР Державного ВНЗ «НГУ», м. Дніпропетровськ

Ясир Юсеф Хуссейн Аль Хатиб – аспірант кафедри програмного забезпечення комп'ютерних систем Государственного ВУЗа «НГУ», г. Днепропетровск

ЗМІСТ

1.	Д.С. Пікареня Нова геолого-генетична модель формування гідротермально-метасоматичної мінералізації в зонах розломів.....	5
2.	Б.Е. Собко, А.М. Маевский, В.В. Дроздов Обоснование технологической схемы развития горных работ на восточном участке Малышевского месторождения титано-циркониевых руд.....	12
3.	В.І. Тимошук, В.В. Тішков, О.О. Шустов, Н.А. Нікіфорова Моделювання геофільтраційних процесів при відпрацюванні обводненого родовища відкритим способом.....	19
4.	Л.И. Мещеряков, Н.А. Дудля, В.А. Бородай, Д.В. Хархардина, Ясир Юсеф Хусейн Аль Хатиб Исследование воздействия технологических нагрузок на локально устойчивые состояния барабанных мельниц.....	28
5.	В.В. Зберовский, Ю.А. Костандов Предельное состояние выбросоопасных угольных пластов при их гидрорыхлении с учетом сопротивляемости угля сдвигу.....	36
6.	Є.В. Тимошенко До питання моделювання та прогнозу стану порід при високошвидкісному вийманні тонких вугільних пластів.....	43
7.	Анджей Кровяк Метод вычисления равнодействующей силы резания на резовой головке угольного струга на основании замеров механических параметров угля.....	50
8.	С.Е. Блохин Пути повышения тормозных возможностей шахтных локомотивов.....	63
9.	Д.Л. Колосов Вплив нормального тиску на напружений стан гуми ступінчастого каната на робочому органі підйомної машини.....	68
10.	В.К. Костенко, Саид Салехирадж Экспериментальная оценка низкопотенциальных геотермальных потоков в глубокой угольной шахте.....	77
11.	В.А. Дзензерский, Ю.А. Жулай, А.А.Потапенко Гидродинамическая кавитация в ресурсосберегающих технологиях.....	86
12.	G. Gruhler, S. Dashevsky, J. Kranz, T. Zawischka Electirc road vehicles – overview, concepts and research at reutlingen university.....	95
13.	М.І. Горбійчук, І.В. Щупак Комп'ютерна система контролю технічного стану газоперекачувальних агрегатів.....	105
14.	В. В. Ткачев, П. Ю. Огеенко, А. В. Лозовягин Децентрализация распределения канала связи в системах передачи информации на базе CAN-технологий.....	111
15.	Г.Г. Півняк, В.І. Кириченко, В.В. Кириченко, В.В. Барабан, А.В. Бакутін Метод контролю режимів роботи синхронного двигуна.....	118
16.	Н. И. Стадник, А.В Мезников, И.Ю Руденко, В.В. Ткачев, С.Н. Проценко О выборе мощности частотно-регулируемого электропривода ленточного конвейера.....	124
17.	Р.Б. Вовк, Г.Я. Процюк Моделювання класів технологічних проблем на основі обмежень.....	130
18.	Є.П. Пістун, Г.Б. Крих Програмна реалізація опрацювання інформації в системах автоматизованого контролю реологічних параметрів ньютонівських рідин.....	139
19.	В.В. Ткачев, С.Н. Проценко, Р.В. Макитренко, П.Ю. Огеенко Применение инверсных уровней сигналов на физическом уровне в CAN-сегменте.....	147

20.	Н.Д. Кошевой, Е.М. Костенко, В.А. Дергачев, М.В. Цеховской, Е.А. Сухобрус Программное обеспечение для поиска оптимальных по стоимости реализации комбинаторных планов эксперимента	154
21.	Л.И. Мещеряков, С.Д. Приходченко, С.В. Самуся Определение причинно-следственных связей диагностических параметров и состояний системы внутрифабричного гидротранспорта	160
22.	М.А. Алексеев, Е.Л. Холод Контроль загрузки барабанных мельниц рудой с использованием пространственно-временных спектров акустического сигнала	166
23.	А.Ю. Гусев, Ю.П. Рыбальченко Зависимость коэффициента теплопроводности и пористости огнеупоров от температуры	174
24.	К.В. Соснин, А.В. Просянык Автоматизация процесса сушки зерна в шахтных зерносушилках на основе теории нечетких множеств.....	179
25.	Н.Ф. Кременчуцкий, О.А. Муха, Е.В. Столбченко Последовательный расчет параметров местного проветривания с использованием дифференциальных уравнений	186
26.	А.И. Горова, I.Г. Миронова Определение концентрации вредных веществ в исходящей струе рудничного воздуха.....	192
27.	Г.П. Кривцун, С.Б. Микрюков, Я.Я. Лебедев Аэродинамические параметры негерметичных горных выработок.....	200
28.	Л.М. Коротенко, Г.М. Коротенко, М.В. Евсюков, А.Т. Харь Онтологический инжиниринг знаний в системе мониторинга лесных пожаров, использующего данные дистанционного зондирования Земли.....	205
29.	Е.Б. Устименко, В.И. Голинько Экологические последствия использования взрывчатых веществ с компонентами смесового твердого ракетного топлива ...	212
30.	А.В. Проценко, В.П. Дмитриков, С.А. Гунько, В.В. Егунько О соблюдении экологических стандартов при утилизации шламов отработанных марганец - цинковых гальванических элементов.....	218
31.	А.В. Галата, Н.О. Крамарьова, Д.С. Пікареня Застосування новітніх методів картографії у вирішенні задач екологічного моніторингу територій промислових міст	223
32.	М.О. Трофіменко, Л.О. Зеленська, О.В. Гаряга Екологічна експертиза процесу очищення високомінералізованих стічних вод хімцеха ТЕЦ	229
33.	О.О. Борисовська, В.Є. Колесник Анализ и прогнозирование частоты возникновения чрезвычайных ситуаций техногенного и природного характера в Украине	235
34.	Т.К. Клименко Нові методичні підходи до оцінки рівнів забруднення ґрунтів урбанізованих територій	243
35.	А.С. Ковров, А.Ю. Череп Оценка экономической целесообразности проведения мероприятий по контролю устойчивости откосов уступов на карьерах ...	251
36.	Відомості про авторів	257

**Збірник наукових праць
Національного гірничого університету
№ 36, том 2**

Підписано до друку . Формат 60x84/16.
Ум. друк. арк. 13,2. Обл.-вид. арк. 13,2.
Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до видання та видруковано
у Державному ВНЗ «НГУ»
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19