Міністерство освіти і науки України

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Вісник

Криворізького національного університету

Збірник наукових праць

Випуск 34

Кривий Ріг 2013

УДК 06 ISSN 2306-5451

У збірнику викладено результати досліджень у галузі технічних та економічних наук.

Значну увагу приділено питанням відкритої та підземної розробки рудних родовищ, збагачення руд, автоматизації контролю та керування технологічними процесами гірничого виробництва. Важливе місце займають питання енергозбереження, економіки, надійності, охорони праці, техніки безпеки, захисту довкілля.

Збірник розраховано на наукових й інженерно-технічних працівників, а також може бути використаний студентами вищих навчальних закладів.

Редакційна колегія: **Вілкул Ю.Г.**, д-р техн. наук, проф. (відповідальний редактор); **Сидоренко В.Д**., д-р техн. наук, проф. (заступник відповідального редактора); **Ступнік М.І.,** д-р, техн. наук, проф.; **Азарян А.А.,** д-р техн. наук, проф.; **Барашиков А.Я.**, д-р техн. наук, проф.; **Бережний М.М**., д-р техн. наук, проф.; **Гірін В.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Голишев О.М**., д-р техн. наук, проф.; **Губін Г.В**., д-р техн. наук, проф.; **Гурін А.О**., д-р техн. наук, проф.; **Долгоруков Ю.О**., д-р екон. наук, проф.; **Євтєхов В.Д.,** д-р геол.-мінерал. наук, проф.; **Жуков С.О.,** д-р техн. наук, проф.; **Ilias Nicolae**, Dr.h.c., Professor, University of Petrosani, Romani; **Кіяновський М.В.,** д-р техн, проф.; **Ковальчук В.А.**,. д-р техн. наук, проф.; **Моркун В.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Несмашний Є.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Нусінов В.Я.**, д-р екон. наук, проф.; **Олійник Т.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Решетілова Т.Б.**, д-р екон. наук, проф.; **Рудь Ю.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Сінолиций А.П.**, д-р техн. наук, проф.; **Сапига С.Я.**, д-р екон. наук, проф.; **Самуся В.І**, д-р техн. наук, проф.; **Стороженко Л.І.,** д-р техн. наук, проф.; **Толмачов С.Т.,** д-р техн. наук, проф.; **Туріло А.М**., д-р екон. наук, проф.; **Учитель А.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Федоренко П.Й.**, д-р техн. наук, проф.; **Федоркін С.І.**, д-р техн. наук, проф.; **Шишкін О.О.**, д-р техн. наук, проф.

Адреса редакції: 50002, Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 44.
ДВНЗ «Криворізький національний університет». Тел. 262 407.

Реєстраційне свідоцтво
КВ №19159-7959 ПР від 25.06.2012

© ДВНЗ «Криворізький національний університет», 2013

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
Вісник Криворізького національного університету
Збірник наукових праць
Засновано у 2003 р. ***Випуск 34, 2013***
Кривий Ріг

Зміст

ТЕХНІЧНІ НАУКИ

Вилкул Ю.Г., Близнюков В.Г., Луценко С.А., Баранов И.В., Близнюкова О.Ю. Совершенствование методов планирования горных работ и проектирования карьеров 3
Моркун В.С., Подгородецкий Н.С. Экспертное обследование строительных объектов с использованием технологии ультразвуковой фазированной решетки 6
Сінолиций А.П., Кольсун В.А., Козлов В.С. Практична реалізація прототипу пристрою автоматичної ідентифікації типу споживача електричної енергії 9
Кузьменко А.С., Коломієц Г.В. Модернізація і експлуатація стендів лабораторії «електричних машин»..... 13
Хоцкіна В.Б. Автоматизація процесів керування технологічним комплексом збагачення залізних руд з використанням моделей мереж Петрі..... 15
Тімченко Р.О., Настич О.Б., Хворост В.В. Розрахунок підпірних стін кутникового типу з порожнинами в складних інженерно-геологічних умовах 18
Чумаков В.П., Трунова А.Э., Гринь Д.В. Интенсификация режима обжатий при прокатке на блюминге 23
Азарян В.А. Обоснование применения мобильных дробильно-сортировочных радиометрических комплексов в условиях железорудных карьеров Кривбасса..... 28
Гриценко А.Н. Планирование горных работ с использованием информации о каротаже взрывных скважин..... 31
Єфіменко Л.І., Тиханський М.П. Моделювання навантаження на опорні конструкції важких стрічкових конвеєрів..... 34
Жосан А. А., Кірсань Є.С. Аналіз методів моделювання об'єктівз розподіленими параметрами..... 37
Жосан А.А., Ліпанчиков С.І. Огляд та аналіз способів математичного опису дезінтеграційного обладнання як об'єктів керування..... 41
Кондратець В.О., Сербул О.М. Обгрунтування системи комп'ютерної ідентифікації та регулювання розрідження пульпи у кульових млинах з циркулюючим навантаженням 45
Азарян А.А., Кайгородов Р.А. Технология передачи информации в системе автоматизированного контроля и управления качеством минерального сырья 49
Щекин В.П., Кузьменко А.С., Способы повышения эффективности работы чашевого окомкователя 53
Михайленко О.Ю., Щокін В.П,. Федоренко П.Ю. Аналіз впливу ширини розвантажувальної щілини на споживання електричної енергії конусної дробарки..... 56
Харламенко В.Ю. Удосконалення методів узгодженого керування швидкостями обтискних валків головної кліті на блюмінгу..... 60
Кондратець В.О., Мацуй А.М. Пошук оптимальних умов ідентифікації розрідження пульпи у завитковому живильнику інформаційними технологіями..... 65
Гнєушев В.О., Стадник О.С., Боблях С.Р. Вплив вологості високозольного торфу на ефективність пневматичної сепарації 70
Губин Г В., Мулявко В.И., Губин Г.Г. Инновации ждут применения..... 74
Кочура Е.В., Фарис Самир Расми Альхури Автоматизация раскрытия железной руды во вторых и третьих стадиях измельчения..... 76
Кушнірук Н.В., Комогорцева В.В. Аналітичний огляд теології збагачення окислених залізних руд у вітчизняній і зарубіжній практиці..... 81
Луньов В.В., Амельченко А.С., Васильєв В.В. Розробка методики ультразвукового контролю виливок з високоміцного чавуну з метою підвищення їх службових характеристик 85
Silviu Marin Nan, Floarea Petrovan Technologies to improve the quality CMM gas recovery technology of mine 89
Silviu Marin NAN, Adrian Bogdan imon, Dan Liviu Dandea Modern devices for data and control aquisition used in the monitoring systems construction and design from underground facilities prone to explosives and toxicity 91
Паранюк Д.И. Формирование модели геологической структуры на основе анализа параметров процесса бурения 94
Моркун Н.В. Понижение размерности моделей нелинейных динамических структур при помощи методов на основе ядерных функций 96
Лобов В.Й., Співак О.О. Моделювання завантаження шихти між бункерами агломашини 100
Батраков Д.В. Применение вибрационных питателей для выпуска руды в условиях железорудных шахт Криворожского бассейна 104
Младецкий И.К., Лысенко А.А,. Попова О. Г. Требуемая точность контроля параметров технологии обогащения полезных ископаемых..... 108
Ніколаєнко К.В., Євтєхов В.Д., Філенко В.В., Ніколаєнко П.К. Технологічні рішення збагачення бідних гематитових руд штату Оріса (Індія), для отримання з них кондиційного концентрату 111
Самойлик В.Г. Исследование закономерностей образования коагуляционных структур в водоугольных суспензиях..... 114
Ширяев А.А., Нескоромный Е.Н., Мироненко А.И., Самохина С.А., Старых С.С. Применение тонкого грохочения для повышения качества железорудного концентрата на обогатительной фабрике горнообогатительного комплекса «АрселорМиттал Кривой Рог»..... 120
Олейник Т.А., Хмель И.В. Исследование влияния резиновых футеровочных плит на эффективность измельчения руды Северного ГОКа 123
Олійник Т.А., Левченко К.А., Гузема О.А. Особливості високогадієнтної магнітної сепарації окислених залізних руд Кривбасу..... 127
Олійник Т.А., Скляр Л. В., Чеховська Ю.В. До питання утворення флотаційного комплексу..... 132
Артюхов А.В., Сердюк А.Ю. Управление транспортными потоками с учетом влияния параметров окружающей среды 136
Кононенко В.В., Кононенко А.В. Рішення нелінійних задач у гірничий промисловості з використанням сплайн-методів .. 139

Андреев Б.Н. Сергеева А.А. Параметры и показатели эффективности комбинированной геотехнологии в Кривбассе..... 144
Нестеренко О.С., Тарасенко А.В. Аналіз досвіду спорудження камерних виробок на гірничих підприємствах..... 148
Борщевский С.В., Прокопенко Е.В. Масло С.В., Глебко В.В. Создание математической модели нахождения максимального компонента состава пород по пластам..... 151
Прокопенко Е.В. Математическая модель формирования отвала с учетом развития горных работ..... 156
Поркуян О.В., Озорнін О. Ю. Моделювання процесу синтезу метанолу як об'єкта керування 160
Швидкий Н.И. Исследование закономерностей движения заряженных пылевых частиц через систему электродов, создающих суперпозиционное электрическое поле в рабочем канале пылеуловителя 167
Городюк О.В. Екологічна роль та мікроморфологічні особливості ґрунтоутворюючих процесів у деструктивних едафотопах степового Придніпров'я (біля штучного водоймища Андріївка) 170
Хорольський В.П., Хорольський К.Д. Методологія і методи управління адаптацією інноваційних процесів на підприємствах групи «Метінвест» 175
Лапшин А.А. Улучшение экологии в местах добычи и хранения железной руды 180
Хараджян Н.А., Хараджян О.А. Особливості розробки інтерактивних інтерфейсів у CKM SAGE 183
Попруга Д.В., Валовой О.І. Проблеми моніторингу технічного стану будівель і споруд 186
Хорольський В.П., Хорольський Д.В., Бабенко М.О. Енергобезпека підприємств промисловості і в будівництві 190
Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Шевчук О.В., Петрова Л.В. Використання порушених територій під об'єкти рекреаційних зон в містобудівному проектуванні 194
Роенко А.Н., Коваленко В.В., Харин С.А. Строительство железнодорожных тоннелей в Западной Европе 198
Шевченко В.М., Белоусенко В.В., Черкасова Л.П.. Бурлаченко Т.И., Якуш Н.Н. Применение метода горизонтального направленного бурения при строительстве инженерных коммуникаций в условиях плотной застройки города Кривого Рога 201
Гненна О.В. Аналіз наукових робіт видатних вчених стосовно методології управління ризиками на виробництві 204
Часова Е.В., Ивчук В.В. Эколого-химическая характеристика и методы защиты окружающей среды от фенола 209
Шупов Р.П., Шайда В.П. Учет контактных электромагнитных помех при конструировании промышленных металлодетекторов 213
Синчук О.Н., Гузов Э.С., Пархоменко Р.А. Анализ потребления электрической энергии участковыми понизительными подстанциями железорудных шахт 216
Александрова Т.В., Мелащенко В.А. Математическая модель устройства роликового типа для захвата ленты наклонного конвейера при отказе его тормозной системы 222
Зеленский А.С., Лысенко В.С. Построение кривых и поверхностей при решении горно-геометрических задач 225
Лесовой А.А. Исследование ошибок внешних условий методами фотограмметрии 232
Лапшин О.Є., Немченко А.А., Коновалюк В.А., Лапшина Д.О Дослідження повітрообміну в камероподібних виробках з великими теплопритоками 235
Рясний В.М., Євстратенко І.А. Від теоретичних розрахунків - до приймальних державних випробувань та серійного виробництва монорейкового гірничорятувального підйомника 238
Бережний М.М., Чубенко В.А., Хіноцька А.А., Мацишин С.О. Аморфність та міцність сталі 242
Сванидзе В.З., Файнштейн В.Г. Особенности выбора двигателя по мощности 245
Ярош Т.П., Плотников В.В., Марасанова О.В. Термодинамические особенности десульфурации пиритных огарков при их окусковании 249
Рязанцев А.А. Способ профилирования зуборезного инструмента и устройство для контроля профиля 254
Романенко А.О. Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості з використанням GNSS – технологій 257
Николашин Ю.М., Корчагин Н.В. Устойчивость откосов земляного полотна из отходов сухой магнитной сепарации железистых кварцитов 260
ЕКОНОМІЧНІ НАУКИ
Турило А.А., Гушко С.В. Удосконалення сутності капіталізації підприємства 264
Пижик М.М.,Григор'єв Ю.І. Дослідження впливу динаміки ціни товарної продукції на пріоритет видобування видів корисних копалин при комплексному освоєнні родовищ 266
Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Гук А.Ю., Самохина С.А., Нестерук Н.И. Систематизация экономических показателей в нормах технологического проектирования дробильно-обогатительных фабрик 270
Цвиркун С.Л. Цвиркун Л.А. Эффективность графической подготовки у студентов технической специальности 275
Кришопа І.І. Метод стратегічного обліку та систематизація його елементів 279
Хорольський В.П., Бурлакова Ю.М. Теоретичні основи управління якістю життя гірничо-металургійного кластеру 283
Крутов Г.В. Максимчук А.Г. Налог на добавочную стоимость в контексте государственного регулирования внешнеэкономической деятельности 287
Романенко А.В., Гамалинский И.А., Гук А.Ю., Драгун Б.Т. Перспективы развития карьера ОАО «ЮГОК» 292
Гринів І.З. Аналіз критеріїв відбору великих платників податків України для здійснення документальних перевірок 295
Світличний О.В. Теоретико-правові засади місцевого економічного розвитку в Україні 301
Зінченко О.А. Теоретико-методологічні підходи до удосконалення механізму управління фінансовою санацією підприємства 305
Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В., Спивак Л.В. Концепция амортизационной политики горных предприятий на современном этапе 309
Бабець Є.К. Гребенюк С.Я. Розробка оптимальної системи ціноутворення на залізорудну продукцію при організації біржової торгівлі в сучасних умовах ринку..... 312
Попов С.О., Петкун С.М. Методические основы определения экономической эффективности использования систем программно-целевого управления в проектно-ориентированной деятельности подземных горнодобывающих предприятий 320
Турило А.М., Адаменко М.В. Визначення сутності економічної категорії «Інноваційний потенціал персоналу підприємства» 325
АНОТАЦІЇ 330
Аннотації 330
ІНФОРМАЦІЙНІ ТА РЕКЛАМНІ МАТЕРІАЛИ 339
Бабец Е.К. Основные направления разработки и совершенствования техники и технологии горного производства (80 лет по пути развития горной науки) 339

УДК 622.271:001.89

Ю.Г. ВИЛКУЛ, В.Г. БЛИЗНЮКОВ, доктора техн. наук, проф.,
С.А. ЛУЦЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
И.В. БАРАНОВ, О.Ю. БЛИЗНЮКОВА, ассистенты,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ ПЛАНИРОВАНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

Описаны основные направления исследований кафедры открытых горных работ и использование их при планировании горных работ и проектировании карьеров.

Особенностью проектирования горных предприятий является отсутствие типовых проектов из-за оригинальности природных условий залегания, качества полезного ископаемого и огромных объемов выемки горной массы. В связи с этим на кафедре открытых горных работ одним из основных направлений исследования является: совершенствование методов планирования горных работ, проектирование карьеров и эколого-экономической оценки деятельности горнодобывающих предприятий.

Так за последние годы в методах планирования горных работ была усовершенствована методика профессора Арсентьева А.И. определения и усреднения эксплуатационных коэффициентов вскрыши с применением графиков $V=f(P)$ в части учета взаимосвязи режима вскрышных работ и производительности карьера и сокращения области возможных вариантов режима горных работ.

Данная методика была использована институтом «Кривбасспроект» при планировании горных работ Анновского карьера ПАО «СЕВГОК» и позволила получить значительный экономический эффект составляющий десятки миллионов гривен в год.

Разработка месторождений полезных ископаемых сопровождается, как правило, негативным влиянием на окружающую среду, нарушая ее природное равновесие. В настоящее время наметилась четкая тенденция – рассматривать горные предприятия как объекты природопользования с одновременной оценкой последствий их техногенного воздействия на окружающую среду. Поэтому был разработан критерий эколого-экономической оценки деятельности как отдельного горно-обогатительного комбината, так горных предприятий региона [1]. Данный критерий характеризуется соотношением суммарного пылегазовыделения горных предприятий региона и суммарной прибыли промышленного региона от производства товарной продукции.

Проблема отставания вскрышных работ от необходимых для стабильной и безопасной работы карьеров сопровождает горно-обогатительные комбинаты практически с начала ввода их в эксплуатацию. Стремление добыть руду с меньшими затратами за счет сокращения объемов вскрышных работ приводило к уменьшению ширины рабочих площадок, сокращению активного фронта горных работ, созданию стесненных, а иногда и опасных условий для работы горнотранспортного оборудования.

В последние 6-8 лет о проблеме вскрышных работ, как основной причине неудовлетворительной работы карьеров, специалисты стали говорить меньше. Действительно, в эти годы были вложены крупные инвестиции в развитие карьеров, во многом направленные на ликвидацию отставания вскрышных работ. Частично проблема была снята и за счет снижения нормы готовых к выемке запасов руды и объемов пустых пород с 2,5 месяцев до 1,5 месяца.

Однако практика работы железорудных карьеров Украины показывает, что проблема отставания вскрышных работ полностью не решена и может обостряться, особенно в периоды увеличения производительности карьеров по руде. Поэтому были установлены технологические взаимосвязи вскрышных и добычных работ, и на их основе предложен метод определения объемов вскрышных работ, необходимых для стабильной и экономичной работы карьера при заданной производительности по руде. Метод может быть использован для ежегодной проверки годовых программ горных работ с целью недопущения отставания вскрышных работ.

Анализ современного состояния горных работ карьеров Кривбасса показал, что практически во всех карьерах наблюдается отставание вскрышных работ. Поэтому планирование горных работ в карьерах необходимо производить с учетом их современного состояния, выявлен-

© Вилкул Ю.Г., Близнюков В.Г., Луценко С.А., Баранов И.В., Близнюкова О.Ю., 2013

ных взаимосвязей добычных и вскрышных работ и с постоянным соблюдением норм технологического проектирования по наличию в карьерах готовых к выемке запасов горной массы. Доказано, что увеличение производительности карьера по руде как правило, сопровождаться увеличением коэффициента вскрыши, а не как многие считают пропорциональным увеличением объемов вскрышных работ.

Доказано, что минимальное значение коэффициента вскрыши является критерием оценки вариантов режима горных работ. В свою очередь режим горных работ влияет как на производительность карьера по руде, так и на объемы вскрышных работ. При прочих равных условиях, чем больше производительность карьера по руде, тем больше можно произвести концентрата и больше получить денежных средств от его реализации. С другой стороны для достижения большей производительности по руде необходимо развивать горные работы во всех направлениях, где залегает любое количество руды, что может привести к непропорциональному увеличению объемов вскрышных работ. Увеличение коэффициентов вскрыши приведет к увеличению затрат на производство железорудного концентрата. То есть, изменения режима горных работ, и производительности карьера неоднозначно влияют на экономические показатели производства железорудного концентрата. И можно утверждать, что в данном случае использование коэффициента вскрыши, как критерия оценки работы комбината, не целесообразно.

При оценке деятельности предприятия за длительный период будут меняться как затраты на производство, так и цена продукции. Изменения этих показаний зависят от многих факторов, трудно подлежащих прогнозированию. Поэтому практически невозможно получить точную экономическую оценку деятельности предприятия на длительный период времени. Для оценки и выбора лучшего варианта режима горных работ и производительности карьера по руде был разработан технологический критерий, при принятой технологии добычи руды и передела ее до товарной продукции и других равных условиях зависящей только от объемов руды и пустых пород и их изменения во времени. Данный критерий учитывает взаимозависимость режима горных работ и производительности карьера и основан на приведении к одному моменту оценки физических объемов горных пород.

После перехода горнодобывающих предприятий с государственной формы собственности в частную перед новым владельцем в первую очередь возникает вопрос оценки возможностей сырьевой базы для дальнейшего развития предприятия. Поэтому были проведены исследования, направленные на определение перспективных контуров карьера.

Одним из основных параметров при проектировании открытых горных работ являются границы карьера. Экономическая эффективность и срок работы предприятия, полнота использования запасов полезных ископаемых и объемы инвестиций прямо зависят от выбранной глубины открытых горных работ.

Было установлено, что существующие методики определения границ карьеров, не учитывают возможность изменения граничного коэффициента вскрыши в связи с непостоянством технико-экономических показателей, в частности, себестоимости добычи руды в конкурентной среде. На предприятиях ведущих разработку полезных ископаемых открытым способом идет постоянное изменение объемов вскрыши, приходящихся на тонну добытой руды, что влечет за собой существенные изменения в себестоимости товарной продукции. Игнорирование изменения граничного коэффициента вскрыши во времени может привести не только к превышению, как в данном примере, но и к занижению экономически целесообразной глубины проектируемых и действующих карьеров.

Поэтому было предложено учитывать динамику внешней конкурентной среды горнодобывающего предприятия и определять границы открытых горных работ, исходя из того, что себестоимость добычи руды на проектируемом карьере должна в каждый из периодов эксплуатации быть не больше, чем на других предприятиях этого же рынка, ведущих горные работы как открытым, так и подземным способом.

В связи с этим была разработана новая методика определения границ карьеров, с учетом изменения граничного коэффициента вскрыши во времени, которая позволяет предприятию остаться конкурентоспособным в течении всего срока эксплуатации месторождения [2].

На основе выше перечисленных исследований и разработок были определены перспективные границы и производительность карьера ПАО «ИнГОК» и Анновского карьера ПАО «СевГОК». Запас руды в новых контурах этих карьеров и соответственно промышленный потенциал

горных предприятий увеличивается практически в 2 раза.

Производительность по руде один из основных параметров карьера, определяющих экономические показатели открытой разработки любого месторождения полезных ископаемых. Она устанавливается в пределах горных возможностей месторождения по потребности в полезном ископаемом. Какова бы не была потребность в полезном ископаемом, ее стремятся удовлетворить с минимальными затратами на вскрышные работы. Поэтому в практике проектирования чаще всего выбирают направление развития горных работ, обеспечивающее работу карьера с минимальными текущими коэффициентами вскрыши. Однако такая работа на некоторое время может исключать добычу руды на участках, не обеспечивающих минимальные текущие коэффициенты вскрыши, что исключит возможность увеличения производительности карьера. Если развивать горные работы во всех направлениях, где прослеживается полезное ископаемое, то производительность увеличится, но текущий коэффициент вскрыши выйдет за рамки минимального.

В конечном итоге необходимо будет решать экономическую задачу: выгодно работать с меньшей производительностью и меньшими коэффициентами вскрыши или с большей производительностью и большими текущими коэффициентами вскрыши. Но при любом ответе на этот вопрос, учитывая взаимосвязь направления развития горных работ в карьере и его производительности, необходимо определять максимально возможную производительность при заданном направлении развития горных работ.

Поэтому была разработана новая методика определения производительности карьера по руде, которая учитывает заданное направление развития горных работ в карьере [3]. Методика, также, позволяет определить развитие горных работ, обеспечивающее работу карьера с минимальными текущими коэффициентами вскрыши при любой заданной производительности по руде.

Увеличение производительности комбинатов по сырой руде, при условии нормального развития горных работ в карьере, требует создания большего объема готовых к выемке запасов руды, что влечет за собой увеличение текущего коэффициента вскрыши. В таких условиях работы карьеров еще большую остроту приобретает процесс отвалообразования от своевременного выполнения, которого зависит ритмичная и эффективная работа всего горно-обогатительного предприятия.

В настоящее время в эксплуатации горнодобывающих предприятий находится различное количество отвалов представляющие собой сооружения, высота которых достигает 90-130 м и более, и имеют различные показатели по своей производительности, занятым и оставшимся земельным площадям. Появляется возможность и необходимость внутрикарьерного размещения вскрышных пород, т.е. применения комбинированного отвалообразования.

В этой связи необходимо усовершенствование существующих систем отработки месторождений за счет переориентации транспортных схем на работу карьеров с таким видом отвалообразования с обоснованием технологии и параметров внутреннего складирования вскрышных пород. Причем такое обоснование должно выполняться с обязательной привязкой этой технологии к будущей динамике горных работ в карьере. Формирование внешних отвалов в календарном их развитии должно осуществляться так, чтобы не создавалось никаких препятствий для выполнения производственных программ и достигалось снижение затрат на выполнение вскрышных работ по комбинату в целом. Это немаловажно также при развитии горных работ в период подготовки и перехода комбината на режим работы с внутренним отвалом.

На примерах карьера Ингулецкого ГОКа и карьеров № 3 и № 4 Центрального ГОКа исследована возможность, экономическая целесообразность применения комбинированного отвалообразования, а также выполнена оптимизация работы группы внешних отвалов и выбор места для размещения вскрышных пород как для одного, так и для группы карьеров.

Для этого были разработаны методики выбора места общих отвалов, порядка использования земельных площадей, формирования грузопотоков вскрышных пород на внешние отвалы с учетом применения внутреннего отвалообразования и комплексный критерий для определения оптимальных параметров комбинированного отвалообразования [4].

Также были разработаны технологические схемы отвалообразования при внутрикарьерном складировании вскрышных пород на железорудных карьерах и выполнена оценка вредного воздействия горных работ на окружающую среду при применении различных способов отвало-

образования на железорудных карьерах [5]. Параметры технологических схем обеспечивают безопасные условия совместного ведения горных и отвальных работ в карьере.

Кафедра открытых горных работ в дальнейшем планирует на основе разработанной программы «Определения перспектив развития и параметров реконструкции карьеров Кривбасса с целью поддержания и увеличения промышленного потенциала ГОКов на основе местной сырьевой базы» выполнить научно-исследовательские работы по другим ГОКам Кривбасса.

Кроме того кафедра открытых горных работ участвует в целевой региональной программе «Переход горнодобывающих предприятий, подконтрольных Криворожскому горнопромышленному территориальному управлению Госгорпромнадзора Украины, на бестротиловые экологически безопасные взрывчатые вещества». В рамках данной программы было разработано новое дешевое взрывчатое вещество «Игданит МК-1» для дробления горных пород в условиях шахт и карьеров. Данное взрывчатое вещество «Игданит МК-1» прошло все необходимые испытания и приказом Госгорпромнадзора Украины было допущено к постоянному применению [6].

Список литературы

1. **Вилкул Ю.Г., Близнюков В.Г., Бересневич П.В.** Критерий эколого-экономической оценки комплексной механизации карьера // Проблемы повышения эффективности горнорудного производства. – НИГРИ, Кривой Рог, 1993. – С. 15 - 22.

2. **Близнюков В.Г., Савицкий А.В.** Определение границ карьеров при работе горнодобывающих предприятий в условиях рыночной экономики // Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників - 2011”.- Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2011.

3. **Луценко С.А., Баранов И.В., Близнюкова О.Ю.** Определение производительности карьера по руде при заданном направлении развития горных работ // Разраб. рудн. месторожд.- Вып. 95(1). - Кривой Рог, 2012.

4. **Баранов И.В.** Определение экономической целесообразности производительности группы отвалов горно-обогатительного комбината / **И.В. Баранов** // Разраб. рудн. месторожд., 2006. - Вып. 90. - С. 36-40.

5. **В.Г. Близнюков, Баранов И.В.** Технологические схемы отвалообразования при внутрикарьерном складировании вскрышных пород на железорудных карьерах // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників-2006». – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2006. - С. 119-123.

6. **Вилкул. Ю.Г., Близнюков В.Г., Бригинец Ю.В.** Безтротиловое ВВ «Игданит МК-1»/Комбинированные технологии разработки месторождений глубокими карьерами и шахтами. - Сб. науч. тр.- Дионис.- Кривой Рог, 2011.- 218 с.

Рукопись поступила в редакцию 11.04.13

УДК 621.926: 34.16

В.С. МОРКУН[·], д-р техн. наук, проф., Н.С. ПОДГОРОДЕЦКИЙ, канд. техн. наук,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЭКСПЕРТНОЕ ОБСЛЕДОВАНИЕ СТРОИТЕЛЬНЫХ ОБЪЕКТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ФАЗИРОВАННОЙ РЕШЕТКИ

Изложены основные принципы формирования диаграммы направленности ультразвуковой фазированной решетки для экспертного обследования строительных объектов.

Ключевые слова: экспертное обследование**,** ультразвуковой контроль, фазированная решетка.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Технология ультразвуковых фазированных решеток имеет ряд достоинств, которые выгодно отличают ее от других известных подходов неразрушающего контроля различных изделий и конструкций [1]:

различные углы ввода ультразвуковых пучков могут быть сгенерированы с помощью одного преобразователя, охватывающего гораздо большую контролируемую область, проверяемую на наличие дефектов;

больший охват позволяет, как уменьшать скорость сканирования объекта, так и увеличивать разрешающую способность контроля, или совмещать их;

ускоряется и упрощается получение реальных изображений положения и размеров дефектов, а также их интерпретация;

все данные, учитывающие последовательность контроля, могут быть записаны в реальном времени;

· © Моркун В.С., Подгородецкий Н.С., 2013

отчетные данные могут быть представлены в виде изображения, что облегчает анализ результатов контроля для персонала.

Однако, чтобы реализовать указанные преимущества фазированной решетки необходимо в каждом конкретном случае сформировать заданную диаграмму направленности ультразвукового пучка.

Анализ исследований и публикаций. В литературе обсуждаются различные способы фокусирования ультразвука, основанные на применении одиночных фокусирующих преобразователей [1,2], линз, а также фазированных решеток [3-5].

Заметное преимущество в этом плане имеют ультразвуковые фазированные решетки [4], которые обеспечивают электронную динамическую фокусировку, т.е. возможность изменять местоположение и размеры области воздействия без перемещения пьезопреобразователя. Целесообразно использовать решетки, в которых элементы размешаются на поверхности в виде части сферы, тем самым комбинируя возможности электронной и геометрической фокусировки [3,5]. Поскольку фазированные решетки позволяют синтезировать несколько фокусов в заданных участках одновременно их применение позволяет существенно сократить время процедуры контроля относительно большого объема различных конструкций. Недостатками решеток являются присутствие в их акустическом поле вторичных максимумов интенсивности, обусловленных, в частности, наличием дискретной структуры решетки, а также их сложность и относительно высокая стоимость аппаратуры, необходимой для ее работы.

Цель исследований. Исследовать принципы формирования заданной диаграммы направленности ультразвуковых преобразователей на основе технологии фазированных решеток для построения систем контроля и диагностики.

Изложение материала и результаты. Диаграмма направленности ультразвуковых преобразователей в пространстве и на плоскости может быть задана определёнными характеристиками. Основной лепесток - это луч акустического давления распространяющийся под заданным углом, т.е. область диаграммы направленности, включающая ее максимум и ограниченная ближайшими к нему нулями или достаточно глубокими минимумам [4-6].

Боковые лепестки возникают под небольшими углами к основным лепестком и являются результатом «утечки» звуковой энергии с элементов решетки и фактически являются областями диаграммы направленности, прилегающими к локальным максимумам, лежащими за пределами основного лепестка. Механизм возникновения боковых лепестков фазированной решетки в сущности тот же, что и для лепестков диаграммы направленности цельного пьезоэлектрического преобразователя.

Дополнительные лепестки возникают за счет синфазного сложения сигналов от различных элементов в направлениях, отличных от направления основного лепестка.

Направления дополнительных лепестков определяются выражением [6]

$$\beta_{\text{доп}} = \sin^{-1}(m\lambda / p), \qquad (1)$$

где $m = \pm 1, \pm 2, \pm 3\ldots$.

Оптимизация конструкции ультразвукового преобразователя заключается в следующем:

минимизация ширины основного лепестка;

подавление боковых лепестков;

полное устранение дополнительных лепестков.

Рассмотрим определение параметров поля плоской фазированной решетки. Будем полагать F выражением поля в направлении (θ,ϕ) прямоугольной фазированной решетки. Допустим, что излучатель состоит из N рядов и M столбцов элементов, расположенных вдоль прямоугольной решетки с промежутком d_x в направлении x и d_y в направлении y.Тогда можно записать [7]

$$F(u,v) = d_x d_y \sum_{m=0}^{M-1} \sum_{n=0}^{N-1} f_{mn}(u,v) A_{mn} e^{jk(md_x + nd_x)}, \qquad (2)$$

где f_{mn} - нормализованный параметр элемента (m,n), A_{mn} - амплитуда, k - волновое число $(2\pi/\lambda)$, λ - длина волны, $u = \sin\theta\cos\phi$, $v = \sin\theta\sin\phi$.

Расчетное пространство определено как $u^2 + v^2 \le 1$.

В случае крупномасштабной аппроксимации подразумевается, что апертурные эффекты края решётки незначительны, а все ее элементы испытывают одно и тоже влияние окружающей среды, т.е. каждый элемент формирует одно и тоже значение $f(u,v)$. В этом случае выражение

(2) может быть представлено в виде

$$F(u,v) = d_x d_y f(u,v) E(u,v), \tag{3}$$

$$E(u,v) = d_x d_y \sum_{m=0}^{M-1} \sum_{n=0}^{N-1} A_{mn} e^{jk(md_x + nd_x)}, \tag{4}$$

где E - коэффициент фазированной решетки.

Левая часть уравнения (4) представляет собой усеченный двойной ряд Фурье, который связывает параметр A_{mn} и коэффициент фазированной решетки E посредством обратного дискретного преобразования Фурье. Коэффициент фазированной решетки E является периодическим в размерности u по интервалу λ/d_x, и периодическим в размерности v по интервалу λ/d_y. Прямоугольная область в пространстве u-v, покрытая единственным периодом $E(u,v)$ определяется следующими ограничениями [7]

$$\left\{-0{,}5\lambda / d_x \le u < 0{,}5\lambda / d_x \text{ и } -0{,}5\lambda / d_y \le u < 0{,}5\lambda / d_y \right\}. \tag{5}$$

Ввиду двойной периодичности в пространстве u-v для любой величины u и v справедливо

$$E(u,v) = E\left\{\left[u - round\left(\frac{u}{\lambda / d_x}\right)\lambda / d_x\right], \left[u - round\left(\frac{u}{\lambda / d_y}\right)\lambda / d_y\right]\right\}. \tag{6}$$

В выражении (6) функция *round* определена как ближайшее целое число.

Периодичность E в пространстве u-v ответственна за возникновение дополнительных лепестков решетки. Дополнительные лепестки могут стать видимыми при условии, когда больше чем один период E коэффициента фазированной решетки вписывается в видимое пространство.

Поскольку уравнение (4) представляет дважды усеченный ряд Фурье, вычисление E может быть выполнено посредством обратного двумерного быстрого преобразования Фурье (FFT). K x K положения выборок E в пространстве u-v определяются выражениями

$$u_p = \frac{P}{K}\frac{\lambda}{d_x}, \tag{7}$$

$$p = -\frac{K}{2} \cdots \frac{K}{2} - 1, \tag{8}$$

$$v_q = \frac{q}{K}\frac{\lambda}{d_y}, \tag{9}$$

$$q = -\frac{K}{2} \cdots \frac{K}{2} - 1. \tag{10}$$

Коэффициент фазированной решетки E, вычисленный с использованием обратного двумерного FFT, покрывает только один период в размерности v и u. Если интервал между элементами, превышает половину длины волны и периодический размер E в этом направлении меньше двух, то E не будет полностью покрывать видимое пространство. Вычисление части отсутствующей части E может тогда быть выполнено, используя уравнение (6).

На рис. 1 показаны результаты определения диаграммы направленности ультразвуковой фазированной решетки на плоскости, а на рис. 2 - в пространстве с использованием программного продукта TAC (Transducer Array Calculation).

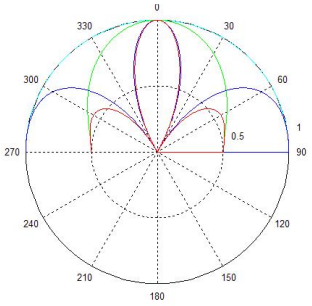


Рис. 1. Диаграмма направленности ультразвуковой фазированной решетки на плоскости

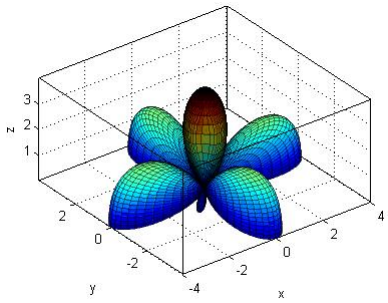


Рис. 2. Диаграмма направленности ультразвуковой фазированной решетки в пространстве

Вывод. Высокая точность определения положения, ориентации и размеров дефектов, улучшенная по сравнению с одиночными преобразователями фронтальная и лучевая разрешающая способность, возможность классификации дефектов по типу на основании изображении их образов позволяют сделать заключение о высокой эффективности контроля при помощи технологии ультразвуковых фазированных решёток с целью заключения о годности объектов различного назначения к эксплуатации.

Список литературы

1. Фазированные решетки. Режим доступа http://www.harfangveo. ru.

2. **Ермолов И.Н. и др.** Ультразвуковые преобразователи для неразрушающего контроля. М.: Машиностроение, 1986. - 280 с.

3. **Fry F.J.** Intense focused ultrasound: Its production, effects and utilization, in Ultrasound: Its Application in Medicine and Biology, Part II, edited Fry F.J. New York: Elsevier, 1978. P. 689-736.

4. **Hill C.R., ter Haar G.R.** Review article: High intensity focused ultrasound - potential for cancer treatment // Br. J. Radiology. 1995. V. 68. № 816. P. 1296-1303.

5. **Гаврилов Л.Р., Хэнд Дж. У**. Двумерные фазированные ультразвуковые решетки для применения в хирургии: перемещение одиночного фокуса, акустический журнал, 2000, том 46. – С. 456-466.

6. Introduction to Ultrasonic Technology Applications. Advanced Practical NDT Series. - KJIJ, R/D Tech, 2007 г. /Введение в технологию применения ультразвуковых фазированных решеток. - Перевод **С.В. Реука**, 2011 г. – Режим доступа http://defectoscopia.narod.ru.

7. **Keizer W.P.M.N.** APAS: An Advanced Phased-Array Simulator. – Режим доступа: http://arraysoft.nl/Downloads/APASpropmag

8. Transducer Array Calculation (TAC) GUI. – Режим доступа:http://www.mathworks.com/matlabcentral/fileexchange/35657-transducer-array-calculation-tac-gui.

Рукопись поступила в редакцию 15.03.13

УДК 621.311.004.56: (621.316+ 621.317)

А.П. СІНОЛИЦИЙ, д-р техн. наук, проф., В.А. КОЛЬСУН, канд. техн. наук, доц.,
В.С. КОЗЛОВ, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРАКТИЧНА РЕАЛІЗАЦІЯ ПРОТОТИПУ ПРИСТРОЮ АВТОМАТИЧНОЇ ІДЕНТИФІКАЦІЇ ТИПУ СПОЖИВАЧА ЕЛЕКТРИЧНОЇ ЕНЕРГІЇ

Створено прототип пристрою автоматичної ідентифікації типу споживача електричної енергії, що є основною ланкою нової нетрадиційної системи діагностики та прогнозування енергетичних показників електричної мережі живлення. Перевірено низьку чутливість алгоритму, за яким працює прилад, до завад у каналі виміру.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Вирішення задачі якісної діагностики та прогнозу енергетичного стану мережі живлення групи енергоємних споживачів можливо за наявності інформації про математичні моделі та параметри навантаження. Таку інформацію неможливо отримати від лічильників електричної енергії, за допомогою яких оцінюють енергетичний стан мережі живлення на вітчизняних підприємствах [1]. Отже існує необхідність у пристроях автоматичного визначення типу споживача електричної енергії, які можна було б інтегрувати до існуючих систем технічного обліку та корекції енергетичних показників.

Аналіз досліджень та публікацій. Математичний апарат однієї з системи нетрадиційного технічного контролю енергетичних показників запропоновано в [2] та практично реалізовано в [3]. Першим кроком вищенаведеної системи є введення типу електроспоживачів, що підключені до досліджуваної мережі. Даний захід можна автоматизувати використавши запропоновану систему ідентифікації типу споживачів електричної енергії [4].

Постановка завдання. Використовуючи математичний апарат ідентифікації типу споживача електричної енергії, розглянутий у [4], створити та практично перевірити прототип пристрою ідентифікації для поодиноких споживачів. Перевірити стійкість алгоритму до завад у каналі виміру та обґрунтувати відсутність необхідності у засобах додаткової цифрової фільтрації.

Викладення матеріалу та результати. Задача майбутньої системи ідентифікації - визначити усі типи споживачів електричної енергії, підключених до мережі, не втручаючись до роботи останніх. Знаючи математичну модель кожного зі споживачів електричної енергії, можли-

© Сінолиций А.П. Кольсун В.А. Козлов В.С.

во здійснити якісну діагностику та прогнозування енергетичних показників електричної мережі. У даній роботі розглянуто найпростіший випадок – до джерела живлення підключено один невідомій споживач електричної енергії. Запропонована система має обрати із власної бази даних математичну модель, яка відповідає даному типу споживача електроенергії, або не обрати жодної моделі. Додатковою умовою, що висувається до пристрою ідентифікації, є невтручання до електромагнітних процесів мережі живлення. Тобто пристрій повинен працювати, як спостерігач. Функціональну схему приладу показано на рис. 1.

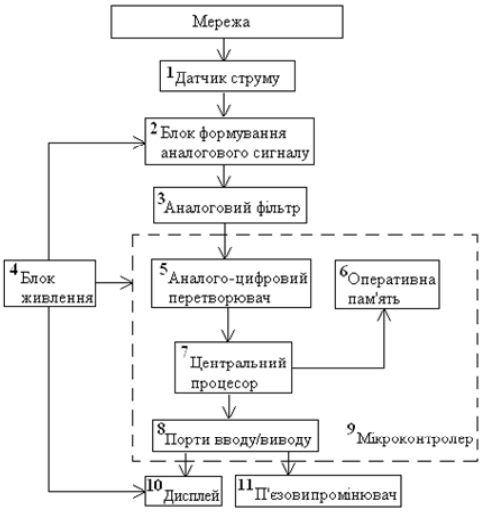


Рис. 1. функціональна схема приладу

Пристрій працює так: після ініціалізації мікроконтролеру, датчик струму, який вбудовано до струмо-вимірювальних кліщів, під'єднують на провідник живлення споживача.

Сигнал з датчику струму надходить до блоку формування аналогового сигналу, що реалізований на двох операційних підсилювачах (рис. 2), які застосовані для формування додатного підсиленого сигналу з сигналу малої амплітуди та різної полярності, та далі до аналогового фільтру.

Сформований та відфільтрований аналоговий сигнал надходить до блоку аналого-цифрового перетворювача, який є частиною керуючого контролеру. Під час оцифрування, сигнал зберігається в оперативній пам'яті контролеру.

Після закінчення вимірювання, центральний процесор здійснює попередні обчислення сигналу, який збережено в оперативній пам'яті та надалі ідентифікує споживача.

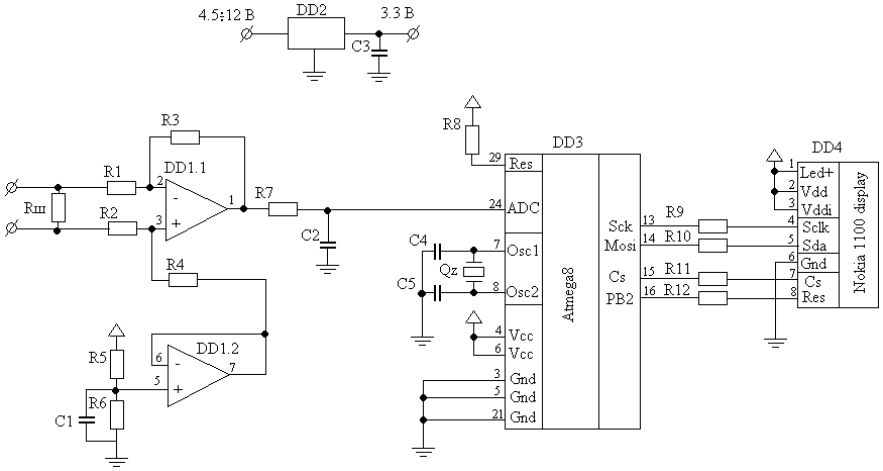


Рис. 2. Електрична принципова схема приладу

Результат зі звуковим сигналом, що генерує п'єзовипромінювач, виводиться контролером на графічний дисплей та процес ідентифікації повторюється.

Блок формування аналогового сигналу працює за такою формулою

$$U_{out} = U_{sh} \cdot k + U_s / 2, \quad (1)$$

де U_{out} - вихідна напруга блоку формування аналогового сигналу; U_{sh} - вхідна напруга, що пропорційна струму шунта *Ru*; k - коефіцієнт підсилення схеми, k=109; U_s- напруга живлення, U_s=3.3 (В).

Напруга шунта, який замикає струмову обмотку, U_{sh} змінюється у межах

$$-0.014 \le U_{sh} \le 0.014 \text{ (В)}, \quad (2)$$

що відповідає зміні вимірювального змінного струму в межах:

$$-10 \le I_{in} \le 10 \text{ (А)} \quad (3)$$

Аналоговий фільтр виконано у вигляді R-C кола, що має частоту зрізу близько 7 кГц. Обрано мікроконтролер Atmega8A, що має 10-бітний АЦП, який здійснює 128 вибірок даних протягом періоду 20 мс з частотою 6,4 кГц. При тактовій частоті контролеру 8МГц, процес ідентифікації проходить за 19 мс.

Сутність математичного апарату полягає у застосуванні до графічного образу виміряного сигналу засобів технічного зору [4]. Програмно математичний апарат ідентифікації виконано у вигляді бібліотеки, що працює на цілочисельній арифметиці та є апаратно незалежною. Структура еталонної бази даних має п’ять критеріїв ідентифікації:

симетричність;

критерій на основі коефіцієнту несинусоїдності;

критерій на основі похідної сигналу;

критерій на основі похідної сигналу з низькою частотою дискретизації;

критерій на основі площі заповнення прямокутника.

До бази даних внесено 7 моделей, з яких пристрій повинен обрати найбільш вірогідну або не обрати жодної. Моделі у базі даних: імпульсне джерело живлення, синусоїдний сигнал, трикутний сигнал, трифазна мостова схема з активним та індуктивним навантаженням, трифазна нульова схема перетворення, 12-фазна схема перетворення.



Рис. 3. Вигляд прототипу приладу

Як зазначалось раніше, пристрій має вигляд струмовимірювальних кліщів (рис. 3), які мають лише один струмовий канал отримання інформації, тобто синхронізація із мережею не проводиться та вимір струму триває 20 мс.

Були виконані спроби застосування цифрової фільтрації та програмного вирівнювання сигналу відносно початку (0° за першою гармонікою) для спотворених сигналів моделей, що внесені до бази даних. У ході експериментів було виявлено, що дані заходи не мають необхідності: система є відносно нечутливою до завад у каналі виміру та не вимагає синхронізації вимірювань з мережею.

Нижче наведено приклад ідентифікації імпульсного джерела живлення (блок живлення персонального комп’ютера). На рис. 4 наведено реальну осцилограму та форму струму математичної моделі, яку використано для ідентифікації. Математичний опис форми струму мережі, до якої підключено імпульсне джерело струму, представлено виразом

$$\begin{cases} I_3(t) = I_m \cdot \sin(3\omega_1 t) \\ I(t) = \begin{cases} I_3(t); (I_3(t) > 0) \wedge (t < \frac{T}{2}), \\ I_3(t); (I_3(t) \le 0) \wedge (t \ge \frac{T}{2}) \end{cases} \end{cases} \quad (4)$$

де $I_3(t)$ - струм третьої гармоніки сигналу; I_m - амплітудне значення струму третьої гармоніки; T - значення періоду сигналу; T=0,02(с); ω_1 - кругова частота першої гармоніки мережі.

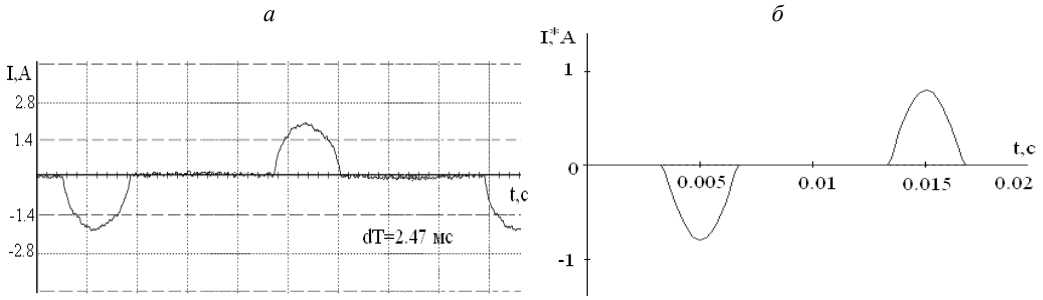


Рис. 4. Реальна осцилограма та форма струму математичної моделі імпульсного джерела живлення

Система ідентифікує імпульсне джерело живлення за наявності завад у каналі вимірювання (табл. 1). Дані експерименту приведені в умовних одиницях, з якими оперує контролер. Необхідно нагадати, що за мінімумом значення узагальнюючого критерію ***M***, система обирає найбільш достовірну модель навантаження[5].

З наведеної табл 1 видно, що ідентифікація із застосуванням вирівнювання сигналу не дає ніяких змін, а застосування цифрового фільтру погіршує значення критерію похибки ***M*** на незначну величину.

Таблиця 1

Критерії верифікації за додаткових заходів фільтрації та вирівнювання сигналу

Критерії	Еталонна цифрова модель	Ідентифікація без додаткових заходів	Ідентифікація із застосуванням цифрового фільтру	Ідентифікація із вирівнюванням сигналу
Симетричність	1	1	1	1
Критерій на основі коефіцієнту несинусоїдності	118	121	121	121
Критерій на основі похідної сигналу	11	10	15	10
Критерій на основі похідної сигналу з низькою частотою дискретизації	4	4	3	4
Критерій на основі площі заповнення прямокутника	156	130	136	130
Критерій похибки ***M*** для прийняття рішення	0	0,23	0,98	0,23

У табл 2 наведено обраховані системою значення критерію ***M*** для усіх типів навантаження, внесених до бази даних приладу.

Як видно з табл 2, мінімуму критерію ***M*** відповідає модель імпульсного джерела живлення споживача. Як зазначалось раніше, застосування вирівнювання сигналу в процесі обрахунку ніяк не впливає на результат, а застосування цифрової фільтрація погіршує значення критерію ***M*** на незначну величину. Також доцільно додати, що значення похибки для неістинних моделей значно більше ніж значення похибки для моделі, що є істинною, незважаючи на завади у каналі виміру.

Таблиця 2

Ідентифікація реального споживача електроенергії

Тип споживача	Критерій *M*	Результат
Імпульсне джерело живлення	0,23	
Імпульсне джерело живлення із застосуванням цифрового фільтру в процеси обрахунку	0,98	□
Імпульсне джерело живлення із вирівнюванням сигналу в процесі обрахунку	0,23	
Синусоїдний сигнал	102	-
Трикутник	78,7	-
Трифазна мостова схема перетворення	17	-
Трифазна мостова схема перетворення з урахуванням кута комутації	35	-
Трифазна нульова схема перетворення	14,2	-
Еквівалентна 12-фазна схема перетворення	21,8	-

Висновки: побудовано прототип пристрою автоматичної ідентифікації типу споживача електричної енергії, що вдало виконує ідентифікацію математичної моделі поодинокого навантаження. В ході експериментів перевірена нечутливість алгоритму ідентифікації до завад у каналі виміру. Експериментально підтверджена відсутність необхідності у додаткових засобах фільтрації сигналу.

Список літератури

1. **Давыдов А.С.** Особенности измерения полной и реактивной мощности и энергии в электрических сетях / А.С. Давыдов, А.Н. Попенака, В.В. Аникин // Український метрологічний журнал, 2009. - №2. – С. 11–15.

2. **Сінолиций А.П.,** Нетрадиційні системи автоматизованого контролю та обліку енергетичних показників / А.П. Сінолиций, В.А. Кольсун, М.В. Жуйков // Вісник Криворізького технічного університету, 2007. – Вип. 17. – С. 138 – 142.

3. **Сінолиций А.П.,** Автоматизована система контролю та обліку енергетичних показників системи живлення групи електроприводів / А.П. Сінолиций, В.А. Кольсун, В.С. Козлов // Вісник Криворізького технічного університету, 2011. – Вип. 28. – С. 154 – 156.

4. **Сінолиций А.П.,** Математичний апарат системи верифікації енергетичної моделі електроспоживача / А.П. Сінолиций, В.А. Кольсун, В.С. Козлов // Проблеми автоматизованого електропривода. Теорія й практика, 2012. – Вип. 3(19). – С. 222-224.

5. **Шапиро Л.** Компьютерное зрение / Л. Шапиро, Дж. Стокман; Пер. с англ. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2006. – 752 с.

Рукопис подано до редакції 21.02.13

УДК 621.313: 378.147.88

А.С. КУЗЬМЕНКО, ассистент Г.В. КОЛОМІЦ, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МОДЕРНІЗАЦІЯ І ЕКСПЛУАТАЦІЯ СТЕНДІВ ЛАБОРАТОРІЇ «ЕЛЕКТРИЧНИХ МАШИН»

Розглянуто питання модернізації стендів лабораторії «Електричних машин». Зроблено обґрунтування доцільності подальшого переобладнання лабораторних стендів.

У світі сьогоднішнього дня, коли технічний прогрес безперервнорухається вперед, необхідно находити нові підходи до викладання дисциплін та переглядати методи проведення занять. Дисципліна «Електричні машини» є базовою для електричних спеціальностей ДВНЗ «Криворізький національний університет» і у навчальному плані передбачена достатня кількість лабораторних робіт.

Лабораторія «Електричних машин»кафедри електромеханіки організована таким чином, що викладачі кафедри можуть проводити лабораторні заняття по фронтальному методу, коли всі студенти виконують лабораторні роботи на одну і ту ж тему[4].Кожну лабораторну роботу можна виконувати на декількох стендів з різними паспортними даними електричних машин.

Фронтальний метод дає змогу швидко закріпити теоретичні знання одержані на лекціях, безпосередньо практичною діяльністю студентів, при дослідженні різних режимів роботи відповідних електроустановок.

Ні для кого не секрет, що матеріально - технічна база університету старіє, і викладачі кафедри зіткнулися з проблемою виконання і контролю лабораторних робіт. Цьому було прийнято рішення, на базі лабораторії «Електричних машин» провести модернізацію одного із стендів.

На стенді було замінено ряд вимірювальних приборів, на кожний вузол внутрішньої схеми стенду був поставлений автоматичний вимикач. Живлення на стенд подається через магнітний пускач. Операційне коло магнітного пускача живиться зниженою напругою 12 В. Встановлений кінцевий вимикач, який не дозволяє увімкнути відкритий стенд. При спрацюванні будь якого автоматичного вимикача та кінцевого вимикача, операційне коло магнітного пускача розмикається та стенд вимикається.

Така модернізація стенда дозволяє студентам без допомоги викладачів самостійно вмикати без ризику стенд, шукати помилки, які вони допускають при складанні схеми. Якщо на будь якій ділянці схема була зібрана не вірно, спрацьовує автоматичний вимикач і лабораторну роботу виконати не можливо, без усунення помилок. На фотографіях наведені основні вузли модернізованого стенда лабораторії «Електричних машин».



Стенд в лабораторії «Електричні машини» та встановлені на стенді автоматичні вимикачі

Розглянемо експлуатацію модернізованого стенду на прикладі лабораторної роботи №1 «Визначення параметрів силового трифазного трансформатора». В лабораторній роботі необхідно виконати дослід холостого ходу та короткого замикання трансформатора[5]. Паспортні дані досліджуваного трансформатора: $U_{1НФ}$=220 В; $U_{2НФ}$=133 В; $I_{1НФ}$=2,9 А;$I_{2НФ}$=5 А; $S_Н$=1,9 кВА; R_1=0,8 Ом. При досліді к.з. трансформатора, для зниження напруги використовують понижувальний трансформатор, або регулятор напруги.

Дослід к.з. дозволяє визначити напругу $U_{K,}$ втрати в обмотках трансформатора (втрати потужності в «міді») $\Delta P_м$ і параметрів спрощеної Т – образної схеми заміщення (опори к.з.

© Кузьменко А.С. Коломіц Г.В., 2013

трансформатора $Z_к$, $r_к$ і $X_к$) [2].

Напруга $U_к$ визначається за показаннями вольтметра при номінальному струмі трансформатора, втрати в «міді» - показаннями ватметру.

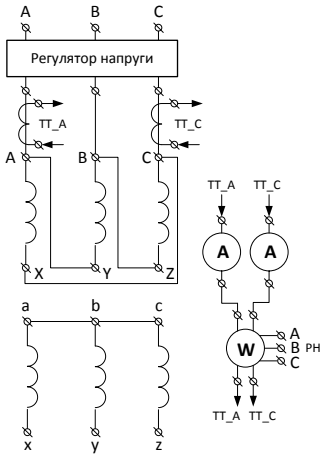


Рис. 1. Схема лабораторної роботи до модернізації

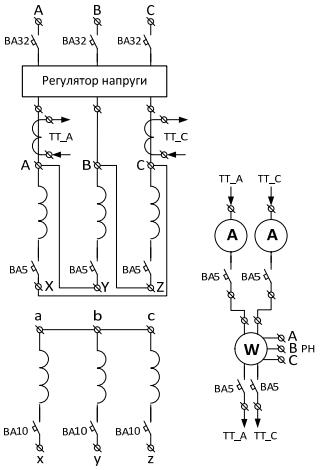


Рис. 2. Схема лабораторної роботи після модернізації з підключеними автоматичними вимикачами

Перед проведенням досліду напруга на первинній обмотці знижується до нуля. Після чого вторинна обмотка закорочується і напруга подається з нуля до значення, при якому показання амперметра будуть відповідати половині номіналу, при одному вимірі й номіналу при другому вимірі. Визначаємо відношення короткого замикання СТ (о.к.з.)

$$\text{о.к.з.} = \frac{I_{1к}}{I_{2к}} = \frac{1}{z_к} = \frac{1}{U_к}$$

Визначаємо втрати потужності в обмотках $\Delta P_м$ і параметри спрощеної схеми заміщення, коефіцієнт трансформації

$$\Delta P_M = P_{1k} k_{TT} k_{TH};\ R_k = \frac{\Delta P_M}{3I^2_{нф}};$$

$$Z_к = U_к;\ x_к = x_к z_б;\ x_к = \sqrt{U^2_к - R^2_к}$$

Після проведення досліду треба показати зовнішні характеристики трансформатора, та визначити коефіцієнта трансформації СТ [3].

Коефіцієнт трансформації визначається по відношенню струмів короткого замикання вторинного до первинного. Точність визначення буде досить високою у зв'язку з малим струмом, що намагнічує, при $U_{1к.з.}$, у відносних одиницях, рівному значенню 0,05.

$$k = I_{2k}/I_{1k}$$

Основні помилки студенти при проведенні дослідів холостого ходу та короткого замикання:

невірне з'єднання в трикутник первинної обмотки та у зірку вторинної обмотки трансформатора;

неправильне підключення трьохфазного кіловатметра;

неправильний вибір номіналів вимірювальних приладів;

при досліді к.з. перевищення напруги, внаслідок чого струм в обмотках трансформатора може значно перевищувати номінальний;

При проведенні дослідів з неправильно зібраною схемою спостерігається різке підвищення струму в наслідок чого нагріваються обмотки, можливий пробій ізоляції, вихід з ладу вимірювальних приладів. З метою обмеження ризиків виходу з ладу обладнання і була проведена модернізація стенда.

Стенд працює другий рік. За час експлуатації на ньому не було створено ні однієї аварійної ситуації, значно спростилася перевірка правильності схеми, і с точки зору техніки безпеки студентів робота біля стенду стала ще більш безпечною.

Список літератури

1. **А.В. Иванов** - Смоленский «Электрическиемашины» М.: «Энергия», 1980. [1]
2**. М.П. Костенко**, Л.М. Пиотровский «Электрическиемашины» М.: «Энергия», 1980. [2]
3**. А.И. Вольдек** «Электрическиемашины» М.: «Энергия» 1974 [3]
4. Электротехника. Сборник научно-методических статей. Выпуск3. М.: «Высшая школа», 1976. [4]
5. **Воротеляк Е.А.,Коломіц Г. В**. Методичні вказівки до виконання лабораторних робіт з курсу «Електричні машини» для студентів з напрямів підготовки «Електромеханіка», КТУ, 2009. [5]

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 681.5.015: 622.7–52

В. Б. ХОЦКІНА, канд. техн. наук, доц.
КЕІ ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЦЕСІВ КЕРУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИМ КОМПЛЕКСОМ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД З ВИКОРИСТАННЯМ МОДЕЛЕЙ МЕРЕЖ ПЕТРІ

Розроблена адаптивна система управління комплексом збагачення залізних руд, в якій моделі мереж Петрі використані для оцінки зміни типів руди, що надходять на збагачення та розроблене програмне забезпечення оптимізації завантаження кульових млинів першої стадії збагачення.

В останні роки вивчення технологічної лінії викликане необхідністю: скоординувати роботу збагачувальних машин, і насамперед, найбільш енергомістких – кульових млинів з урахуванням властивостей руд, що надходять на збагачення. Відсутність дорогих засобів контролю на збагачувальних фабриках зумовлює необхідність використовувати майстерність та досвід персоналу в зв'язку з вимогами споживачів збільшити вміст масової частки заліза в концентраті до 66,5-67,8 %. З метою підвищення ефективності автоматизації складних технологічних процесів та методів збагачення на підприємствах (ВАТ «Північний ГЗК», ВАТ «Інгулецький ГЗК», ВАТ «Південний ГЗК», ВАТ «Центральний ГЗК») виникла необхідність проведення нових досліджень впливу типів руди на вихідні показники роботи збагачувальних фабрик.

У зв'язку з погіршенням якості руди задля досягнення необхідних показників виникає потреба побудови сучасних автоматизованих систем керування технологічними процесами (АСКТП) збагачення руд. Цьому сприяють теоретичні роботи вітчизняних вчених [1], [2], в яких розроблені методи математичного опису процесів збагачення та керування за допомогою адаптивних систем управління.

У наукових працях більшості вітчизняних вчених показано, що найбільш важливу роль у технологічній лінії збагачення руд відіграють процеси здрібнення і класифікації. Результати ґрунтовних досліджень у галузі автоматизації та оптимізації процесів збагачення залізних руд, що опубліковані в роботах вітчизняних вчених за останні десять років [3,4,5] свідчать про актуальність питань розробки автоматизації виробничих комплексів, адаптивних систем управління технологічних процесів збагачення руд з випадковими в часі текстурними характеристиками. Доведено, що операції здрібнення, класифікації і попередньої сепарації відіграють головну роль в одержанні концентрату заданої споживачами якості.

Постановка завдання. Аналіз сучасних підходів до автоматизації збагачувальних фабрик вимагає розробки ряду нових теоретичних і практичних рішень при проектуванні автоматизованих систем керування технологічними процесами, що працюють у діалоговому режимі та мають змогу приймати ефективні рішення в умовах переробки важкозбагачуваних руд.

Метою статті є розроблення програмного забезпечення оптимізації завантаження кульових млинів першої стадії збагачення, що підвищує оперативність виявлення у часі моменту зміни властивостей руди та дозволяє переналаштувати системи автоматичного керування технологічними комплексами магнітного збагачення залізних руд.

Викладення основного матеріалу. Високі вимоги споживачів до якості концентратів (дисперсії масової частки заліза) спонукають до впровадження сучасних програмних продуктів, які враховують нечіткий характер моделей управління та зменшують невизначеність щодо прийняття рішень. До таких моделей віднесені мережі Петрі [6], головна мета яких в роботі – це виявлення моменту часу зміни текстурних властивостей руди. Крім того вони використовуються для створення правил продукції, які на основі причинно-наслідкових зв'язків формують набір простих рекомендацій для ефективної роботи системи. Дані рекомендації подано у вигляді матриць із коефіцієнтами - 1, 0, 1. Коефіцієнт - 1 свідчить про зменшення показника на певний крок, 1 - про збільшення, 0 - показник залишається на попередньому рівні.

© Хоцкіна В. Б., 2013

Оператор комплексу подрібнення за допомогою мереж Петрі виявляє проблемну ситуацію та отримує рекомендації у вигляді «правил-продукції» (матриця з коефіцієнтами -1, 0, 1).

На рис. 1. представлено мережу Петрі правил продукції, у вигляді матриці-подій. Операції у системі представлено подіями: t_1 - руда надходить на подрібнення; t_2 - здійснюється процес класифікації; t_3 - промпродукт повертається на першу стадію подрібнення, а умови системи представлено позиціями: P_1 - перша стадія подрібнення; P_2 - промпродукт після класифікації; P_3 - злив; P_4 - хвости.

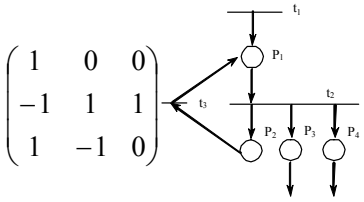


Рис. 1. Приклад використання правил продукції

При нормальній роботі мережі Петрі системи першої стадії збагачення, інформація, що отримується з датчиків записується до бази даних за такими показниками: масова частка класу у промпродуктах класифікації, % (ДР - гранулометр для вимірювання масової частки класу у зливі класифікатора); продуктивність млина, т/год. (ДП - датчик ваги для вимірювання продуктивності млина); вміст твердого в розгрузці млина, г/літр (DSR – щільномір для вимірювання вмісту твердого в розгрузці млина); вміст твердого в промпродукті зливу класифікатора, г/літр (ДQ – щільномір для вимірювання вмісту твердого в промпродукті зливу класифікатора); кількість поданої води в завантаження млина, м^3/год. (ДВ(1) - датчик витрат води для завантаження млина); витрати води в завантаження класифікатора, м^3/год. (ДВ(2) - датчик витрат води для завантаження класифікатора); чинник вмісту важкозбагачуваних руд, %.

Ця інформація є базисом для побудови кореляційно-регресійних моделей, за якими оператором буде прийматись більш виважене рішення щодо зміни вхідних параметрів моделі.

Розміщення датчиків, якими вимірюються граничні межі факторів наочно проілюстровано на рис. 2 (ДП, DSR, ПТ, ДQ, ДВ(1), ДВ(2), ДР, ДС). Якщо певний показник виходить за допустимі межі - спрацьовує відповідний датчик.

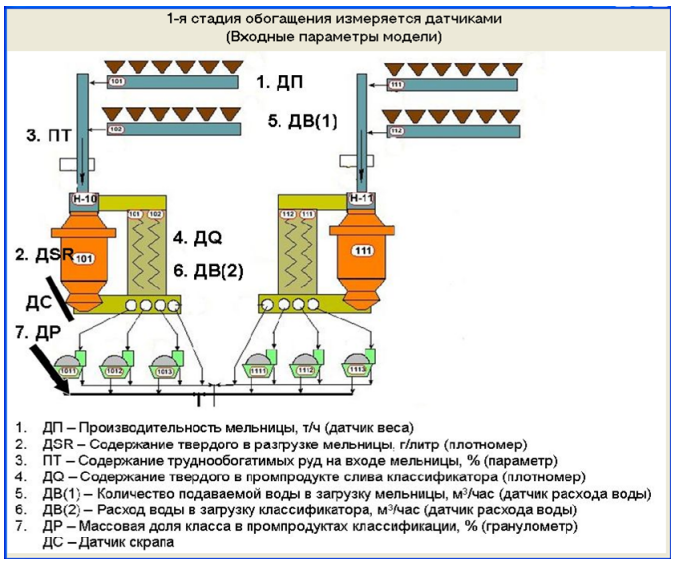


Рис. 2 Схема першої стадії збагачення, що вимірюється датчиками

В процесі дослідження інформаційного поля технологічного процесу збагачення [7], складено список вхідних і вихідних показників для кожного каналу керування. Для цього розроблено алгоритм та побудовані моделі багатофакторної регресії робастного налагодження системи керування завантаження кульового млина першої стадії та алгоритм корекції продуктивності млина по сирій руді за допомогою мережі Петрі [8]. Дослідження системи виконано для умов збагачувальної фабрики ПАТ «Центральний ГЗК».

Спочатку, використовуючи статистичні дані, одержані в умовах збагачувальної фабрики ПАТ «Центральний ГЗК», досліджено значущість кожного вхідного випадкового параметра [8].

Після досліджень інформаційного поля відбувається перехід до формалізації та переробки інформації в підсистемах АСКТП збагачувальних фабрик в умовах нечіткої інформації про процес збагачення.

У процесі розпізнавання проблемної ситуації за допомогою мереж Петрі, починає свою роботу розроблене програмне забезпечення «Моделювання першої стадії збагачення руди», яке відіграє роль «помічника диспетчера».

Вхідною інформацією для даної програми є база даних, в якій накопичується інформація з датчиків про роботу системи першої стадії збагачення.

Після спрацювання відповідного датчика виникає проблемна ситуація, на яку відразу реагує мережа Петрі, що характеризує різні варіанти розвитку процесу збагачення та видає матрицю, кожен коефіцієнт якої відповідає -1, 0 або 1. Дані коефіцієнти характеризують відповідно:

зменшення (коефіцієнт -1), збільшення (коефіцієнт 1) або залишення у поточному стані (коефіцієнт 0) відповідного показника [8].

Після цього відбувається корегування вхідної інформації. Отже, мережа Петрі реагує відразу на проблемну ситуацію та змінює вхідні дані моделі.

У випадку виникнення проблемної ситуації мережа Петрі має декілька варіантів розвитку процесу. Кожен із цих варіантів підставляється у якості вхідних даних та розраховується по моделі багатофакторної регресії. При цьому аналізується кореляція як окремо взятого фактору (аналіз вхідних факторів від фактору часу), так і кореляція розрахованого показника моделі.

Саме вибір максимального коефіцієнта кореляції (в діапазоні від 0,9 до 1) дозволяє говорити про вибір оптимального варіанту розвитку процесу збагачення при моделюванні мережею Петрі.

Після вибору оптимального варіанту у даній програмі будуються дві багатофакторні моделі з урахуванням їх модифікацій:

Залежність масової частки класу у промпродуктах класифікації, % Y від вхідних факторів (Продуктивність млина, т/год x_1, вміст твердого в розгрузці млина, г/л x_2, вміст твердого у промпродукті зливу класифікатора, г/л x_3, кількість поданої води в завантаження млина, м^3/год x_4, витрати води в завантаження класифікатора, м^3/год x_5).

Залежність продуктивності млина, т/год Y від вхідних факторів (Вміст твердого в розгрузці млина, г/л (x_1, вміст твердого в промпродукті зливу класифікатора, г/л x_2, кількість поданої води в завантаження млина, м^3/год x_3, витрати води в завантаження класифікатора, м^3/год x_4, масова частка класу у промпродуктах класифікації, % x_5).

Щодо модифікації даних моделей передбачено заміну одного вхідного параметру (параметру x_2 першої моделі або параметру x_1 другої моделі) на показник вмісту важкозбагачуваних руд у %.

Розроблене програмне забезпечення є гнучким та дозволяє отримати моделі продуктивності та масової частки класу від будь-якої кількості факторів. При збільшенні вхідної кількості факторів для побудови моделі, збільшувався коефіцієнт кореляції. Це дає можливість зробити висновок про те, що саме всі вхідні фактори впливають на результат та адекватність моделі є максимальною при включенні всіх п’ятьох факторів.

Оператором обчислюється (прогнозується) розрахований показник моделі – масова частка класу, або продуктивність млина від заданих ним вхідних параметрів. Якщо розрахований показник не належить відповідному діапазону, на екран виводиться повідомлення про корекцію вхідних параметрів для подальшого ведення технологічного процесу. Отримані результати дозволяють оператору визначити режим роботи технологічної лінії, який буде найбільш оптимальним відносно до типу руди, що переробляється.

Практичне використання розроблених моделей на основі мереж Петрі та оптимізації за допомогою алгоритмів керування з нечіткою логікою дозволяє покращити функціонування об’єктів збагачувальної фабрики. Про це свідчать результати досліджень диспетчерського керування технологічними секціями, які працюють на фабрику огрудкування. Дослідження системи керування першої стадії технологічної секції ПАТ «Центральний ГЗК» проведено протягом 52 год за таким планом:

підготовка системи до роботи: в цей період інженер формує правила продукції та створює відповідну базу даних;

період оцінки проблемних ситуацій: диспетчер працює з локальними системами нижнього рівня керування, система виконує розпізнавання проблемних ситуацій $\{S_n\}$, зміни типів руд в часі;

підготовка системи до роботи: диспетчер завантажує програмне забезпечення.

Система обирає тип керування та відпрацьовує уставки локальних систем завантаження кульових млинів першої стадії збагачення, а саме:

включення системи керування;

перехід на робастне керування;

перехід на адаптивне керування.

У результаті проведених досліджень відбулося зменшення дисперсії коливань масової частки заліза в концентраті магнітного збагачення, вмісту магнітного заліза в хвостах збагачувальної фаб-

рики, питомих витрат води, а також збільшення продуктивності кульових млинів першої стадії збагачення та виходу концентрату.

Дослідження розробленої системи керування першою стадією збагачення руди в умовах ПАТ «Центральний ГЗК» показали такі результати: зменшується: дисперсія коливань масової частки заліза в концентраті магнітного збагачення (на 18%); вміст магнітного заліза в хвостах збагачувальної фабрики (на 5%); питомі витрати води (на 6%); збільшується: продуктивність кульових млинів першої стадії збагачення (на 3%); вихід концентрату (на 4,5%). При цьому погодинна продуктивність технологічної секції збільшилась на 3%, а витрати електроенергії на виробництво однієї тони концентрату зменшились на 10% в порівнянні з диспетчерським керуванням.

Висновки. Отже, розв'язано актуальну наукову задачу зі встановлення причинно-наслідкової залежності технологічних змінних комплексів збагачення від фізико-механічних властивостей руд, що визначається правилами продукції вхідних і вихідних матриць мереж Петрі, а елементи матриці зміни логіко-функціональних блоків мереж Петрі визначають характер та напрямок зміни керуючих впливів на технологічний процес збагачення руд, що підвищує якість керування та якість залізорудного концентрату.

Список літератури

1. **Марюта А.Н**. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик: учебник для вузов. / **А.Н. Марюта, Ю.Г. Качан, В.А. Бунько**. – М. : Недра, 1983. – 277с.

2. **Козин В.З**. Опробование, контроль и автоматизация обогатительных процессов / **В.З. Козин, О.Н. Тихонов**. – М. : Недра. – 1990. – 343 с.

3. **Моркун В.С.** Адаптивные системы оптимального управления технологическими процессами / **В.С. Моркун, А.А. Цокуренко, И.А. Луценко**. – Кривой Рог : Минерал, 2005. – 261 с.

4. **Хорольський В.П.** Інтегроване інтелектуальне управління технологічними процесами в економічних системах корпоративних підприємств гірничо-металургійного комплексу. Монографія / Під редакцією В.П. Хорольського, Дніпропетровськ : Січ, 2008.-448 С.

5. **Купін А.І.** Обґрунтування використання технологій штучного інтелекту для управління технологічним процесом збагачення магнетитових кварцитів / А.І. Купін // Вісник Криворізького технічного університету. – 2003. – №1. – С. 51 – 55.

6. **Питерсон Дж.** Теория сетей Петри и моделирование систем / **Дж. Питерсон**. – М. : Мир, 1984. – 160 с.

7. **Хорольский В. П**. Дослідження інформативності параметрів збагачення руди при побудові інтелектуальних систем управління / **Є. К. Бабець, В. П. Хорольський, В. Б. Хоцкіна** // Вісник Криворізького технічного університету : збірник наукових праць. – Кривий Ріг. – 2006. – № 13. – С. 55 – 59.

8. **Хоцкіна В. Б.** Автоматизація процесів керування технологічним комплексом збагачення залізних руд з використанням моделей мереж Петрі : автореф. дис. канд. техн. наук / **В. Б. Хоцкіна**. – Кривий Ріг, 2012. – 19 с.

Рукопис подано до редакції 21.02.13

УДК 624.137

Р. О. ТІМЧЕНКО[·], д-р техн. наук, проф., О. Б. НАСТИЧ, канд. техн. наук,
В. В. ХВОРОСТ, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРАХУНОК ПІДПІРНИХ СТІН КУТНИКОВОГО ТИПУ З ПОРОЖНИНАМИ В СКЛАДНИХ ІНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВАХ

Наведено основні принципи розрахунку підпірних стін спеціального типу та їх конструктивні особливості.

За експертними оцінками 90 % площі території України характеризується складними інженерно-геологічними умовами, погіршених впливом природних та техногенних факторів [0,0,0].

Для промислових міст техногенне навантаження на геологічну середу на декілька порядків вище інших міст. Зустрічаються незручні сполучення підроблювальних територій з просідними грунтами, підтримання забудованих житлових масивів, промислових територій. Тому на стадії проектування, детального проектування, детального планування з метою комплексного захисту населених пунктів, промислових об'єктів інженерних комунікацій з визначеним рівнем безпеки і захисту необхідно використовувати інженерні споруди спеціального призначення.

На підроблюваних територіях і просідних грунтах при складних деформаціях основи не завжди можливо використати відомі технічні рішення так як вони непридатні до цих умов роботи. Існуючі конструкції підпірних стін не розраховані на додаткові зусилля від горизонтального зсуву чи вертикального переміщення грунту, що викликає концентрацію в нижній частині

· © Тімченко Р.О., Настич О.Б., Хворост В.В., 2013

лицьової плити і звісно приводить до руйнування конструкції.

Підпірні стінки спеціального типу відносяться до будівництва, зокрема, до зведення підпірних стінок, що використовують для стабілізації нестійких схилів та укосів, а також на підроблювальних територіях чи просідних грунтах.

Задачею підпірної стінки спеціального типу є удосконалення збірної залізобетонної підпірної стінки кутникового типу шляхом формування контактних поверхонь з порожнинами на лицьовій плиті збоку грунту, що дозволяє знизити контактні напруги на поверхні підпірної стінки за рахунок повного використання виникаючих на них сил тертя й утворення рівномірно ущільненого грунту з високим рівнем тиску всіх контактуючих із грунтом призматичних ділянок підпірної стінки [0].

Поставлена задача вирішується за рахунок того, що збірна залізобетонна підпірна стінка кутникового типу складається з лицьової та фундаментної плит. Відповідно до підпірної стінки спеціального типу на вертикальній поверхні лицьової плити, збоку дії грунту засипки, розміщуються опорні частини та порожнини, що чергуються, при цьому порожнини виконані у вигляді зрізаних пірамід однакового розміру, спрямованих більшою основою убік ґрунту.

Для зниження діючих сил тертя бічні грані порожнин покриті антифрикційним шаром.

Для ущільнення грунту засипки біля приопорних і опорних ділянок на контурних поверхнях опорних частин між порожнинами і грунтом розміщений лист пружно-податливого матеріалу.

Підпірна стінка спеціального типу ілюструється рисунками, де на рис. 1 зображено підпірну стінку зі збірних частин; на рис. 2 - фрагмент *А* рис. 1; на рис. 3 - перетин *А-А* рис. 2; на рис. 4 - фрагмент *Б* рис. 1.

Підпірна стінка спеціального типу містить опорні частини *1*; фундаментну плиту *2*, лицьову плиту і, що має порожнини *4* у напрямку зрушуючої дії грунту. Ґрунт засипки *5*, спрямований у порожнині 4. що мають форму зрізаних пірамід, з основами *6* і бічними гранями *7*. Бічні грані *7* і порожнини *4* складають фактичні бічні поверхні опорних частин 1. Грані *7* утворюють ребра *8* в площині основ *6*, що складають огинаючу поверхню опорних частин *1*. На вертикальних огинаючих поверхнях опорних частин *1*, між гранями *5* і порожнинами *4*, може бути розміщений лист пружно-податливого матеріалу *9*. Ґрунт *5*, спрямований у порожнині *4*, контактує з бічними поверхнями опорних частин 1 опорними призматичними ділянками *10* бічних граней *7* порожнин *4*. На поверхні опорних частин може бути виконаний антифрикційний шар *11*, що розміщений на бічній поверхні підпірної стінки.

Підпірна стінка спеціального типу реалізує себе таким чином. Відносно, вертикально побудованих огинаючих площин опорних частин 1 лицьової плити *3* підпірні стінки , навантаження, що діють в звичайних інженерно-геологічних умовах, являють собою активний бічний тиск грунту *5* зворотнього засипання. При цьому підпірна стінка знаходиться в стійкому рівноважному положенні, а площини опорних призматичних ділянок *10* пропорційні по глибині величинам ординат бічного тиску, з розрахунком досягнення на контакті таких граничних опорів грунту *5*, при яких зберігається його статично врівноважене положення. В умовах виявлення дій вимушених горизонтальних зсувів грунту, звичайні навантаження по фронту переміщення грунту *5* трансформуються в лобовий пасивний тиск, а по напрямку переміщення викликають бічне тертя, причому у всіх випадках прикладаються до окремих опорних частин *1* під кутом і по величині значно більше звичайного активного тиску грунту *5*. При цьому збільшення контактного тиску на опорних призматичних ділянках *10* вище граничних значень у статиці неможливо і також призводить до того, що грунт *5*, що насувається на контакті, пластично руйнується і вільно переміщується в порожнині *4*, доти, поки виявляються деформаційні впливи. Форма порожнин (зрізана піраміда) обумовлена тим, що вона є найбільш ефективною для ущільнення грунту. Ґрунт, потрапляючи в порожнину в районі нижньої основи піраміди і проходячи шлях до її верхньої основи, мимовільно ущільнюється. Після цього контактний тиск знижується до початкового рівня, тобто фактична зовнішня поверхня підпірної стінки обумовила роботу конструкції з постійним опором зусиллям, що зрушують, нестійких схилів і укосів, що насуваються.

З огляду на характер роботи підпірної стінки спеціального типу, необхідне підсилення її конструкції по параметру сумарного горизонтального навантаження, що виникає на площині лицьової плити підпірної стінки від зсуву грунту, даний параметр впливає на коефіцієнт запасу по контактній площі, що враховує можливі зміни розрахункових силових навантажень, і визна-

чається за формулою, що отримана виходячи з проведених експериментів і обробки експериментальних даних:

$$T = \frac{f \cdot R \cdot S}{2}\left[1 + m\frac{1 + \left(\cos\alpha + \frac{\sin\alpha}{f}\right)}{4}\right], \quad (1)$$

де T - сумарне горизонтальне навантаження, що виникає на площині лицьової плити підпірної стінки від зсуву ґрунту; R - гранична несуча здатність грунту засипки, при якій встановлюється і зберігається статична рівновага підпірної стінки; S - фактична контактна площа опорних призматичних ділянок; f - коефіцієнт тертя між грунтом і опорними призматичними ділянками; α - кут, утворений обгинаючою площиною опорних частин та дотичною площиною, що проведена до поверхні призматичних ділянок на висоті h; m - коефіцієнт переведення контактних тисків у їх проекцію на вісь, яка паралельна до огинаючої поверхні опорних частин.

Гранична несуча здатність грунту засипки, при якій встановлюється і зберігається статична рівновага підпірної стінки спеціального типу запропонованої конструкції визначається за формулою, що отримана виходячи з проведених дослідів і обробки експериментальних даних

$$R = \frac{2N}{nS\left[1 + \left(\cos\alpha + f\sin\alpha\right)\right]}, \quad (1)$$

де R- гранична несуча здатність ґрунту засипки, при якій встановлюється і зберігається статична рівновага підпірної стінки; N - зовнішнє нормальне навантаження відносно огинаючих поверхонь опорних частин, що діє горизонтально; n - коефіцієнт переведення контактних тисків у їх проекцію на нормальну вісь до огинаючої поверхні опорних частин; S - фактична контактна площа опорних призматичних ділянок; α - кут, утворений обгинаючою площиною опорних частин та дотичною площиною, що проведена до поверхні призматичних ділянок на висоті h; f - коефіцієнт тертя між ґрунтом і опорними призматичними ділянками.

Тоді визначення об'єму порожнин здійснюється за формулою, що відбиває залежність об'єму порожнин від величини зовнішнього нормального навантаження від горизонтального зрушення ґрунту

$$V = \frac{2\omega_\phi \cdot N \cdot H\left(K\left(\delta + h\right) - h\right)}{n \cdot R\left(H - \delta - h\right)\left[1 + \left(\cos\alpha + f\sin\alpha\right)\right]}, \quad (3)$$

де V - об'єм порожнин; N - зовнішнє нормальне навантаження відносно огинаючих поверхонь опорних частин, що діє горизонтально; R - гранична несуча здатність ґрунту засипки, при якій встановлюється і зберігається статична рівновага підпірної стінки; H - повна глибина порожнин; h - глибина впровадження ґрунту в порожнини; δ - абсолютна величина вимушеного зсуву ґрунту засипки у розглянутій точці; S - фактична контактна площа опорних призматичних ділянок; K - коефіцієнт запасу по контактній площі, який враховує можливі зміни розрахункових силових навантажень; f - коефіцієнт тертя між ґрунтом і опорними призматичними ділянками; ω_ϕ - узагальнений коефіцієнт обліку форми об'єму призматичних ділянок і їх площі проекції по огинаючих поверхнях опорних частин; n - коефіцієнт переведення контактних тисків у їх проекцію на нормальну вісь до огинаючої поверхні опорних частин; α - кут, утворений обгинаючою площиною опорних частин та дотичною площиною, що проведена до поверхні призматичних ділянок на висоті h.

Визначальний параметр ω_ϕ отриманий у результаті чисельного моделювання для різних геометричних співвідношень H,h,δ,α з урахуванням незмінних фізико-механічних властивостей ґрунту.

Для бічних площин опорних частин *1* коефіцієнт запасу приймається близьким до одиниці.

Антифрикційний шар *11* на бічних гранях *7* порожнин *4* призначений, для зменшення сил лобового опору, що особливо необхідно для захисту підпірних стінок від вимушених горизонтальних переміщень грунту *5* засипки. У запропонованому рішенні лобові навантаження знижуються до відомо низької границі за рахунок раціонального розкладання сил бічних граней *7* порожнин *4*, завдяки їх формі, у вигляді зрізаних пірамід, відповідно коефіцієнту тертя антиф-

рикційного шару *11*, що забезпечує вільне переміщення ґрунту *5* у глибину порожнин *4* і віддалення його від напружених опорних призматичних ділянок *10*.

Лист пружно-податливого матеріалу 9 призначений для забезпечення на початкових стадіях навантаження попереднього обтиснення пухкого верхнього шару ґрунту *5* засипки, для забезпечення збереження порожнин *4* на бічних зовнішніх поверхнях опорних частин *1* у період здійснення зворотного засипання ґрунту *5*, а також у ряді випадків для конструктивної організації антифрикційного шару *11*.

Порожнини *4* можуть бути різної глибини, замкнутими чи відкритими, розімкнутими. Основи *6* порожнин *4* можуть мати форму з різною кількістю сторін, що стикаються один з одним. Антифрикційний шар *11* може бути виконаний у виді масляних розчинних сумішей чи комплексних складів, наприклад, битумізованих емалей, а також у виді листових чи плівкових матеріалів. Антифрикційний шар *11* може бути виконаний на бічних гранях *7* по всій поверхні цілком чи частково. Лист пружно-податливого матеріалу *9* може бути виконаний з матеріалу, що самознищується згодом чи розтягується під впливом масиву ґрунту, що переміщується. Лист пружно-податливого матеріалу *9* може виконувати функцію антифрикційного шару *11*. Крім цього, антифрикційний шар *11* при виготовленні опорних частин *1* може виконувати функцію конструктивної формотворної опалубки.

У початковий період зведення опорної стінки, тобто якщо зовнішнє нормальне навантаження має мінімальне чи «нульове» значення, фактична контактна площа *S* опорних призматичних ділянок *10* і глибина *h* проникнення ґрунту *5* у порожнині *4* також мінімальні, а фактичний тиск у контакті по величині наближається до несучої здатності ґрунту засипки при даному ступені ущільнення ґрунту. У процесі експлуатації підпірної стінки навантаження *N* пропорційно зростає, а разом з цим збільшується і глибина проникнення *h*, і фактична контактна площа *S* опорних частин *1*.

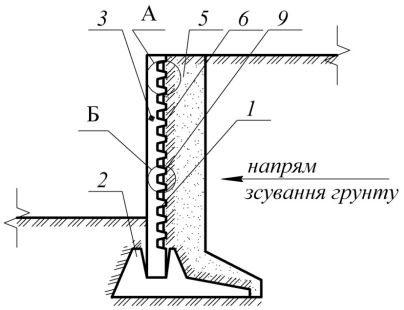


Рис. 1. Підпірна стінка спеціального зі збірних частин

Підпірна стінка спеціального типу може бути використана для стабілізації нестійких схилів і укосів, а також на підроблювальних територіях з горизонтальним переміщенням ґрунту, при цьому фундаментна плита може бути уніфікованою конструкцією, а застосування запропонованої лицьової плити, забезпечить надійну роботу даного спорудження.

Підпірна стінка спеціального типу відрізняється високою надійністю експлуатації в критичній ситуації непередбаченого аварійного зростання силового навантаження. Це обумовлено самою роботою конструкції, тобто зі збільшенням навантаження опорні площі призматичних ділянок увесь час зростають, а тому об'єм порожнин рано чи пізно буде цілком заповнений грунтом, тоді опорна площа підпірної стінки значно зросте, а середній тиск при цьому зменшиться при досягнутому ступені ущільнення. Однак після цього підпірна стінка не зможе працювати в режимі перерозподілу контактних тисків і продовжує працювати як звичайна підпірна стінка.

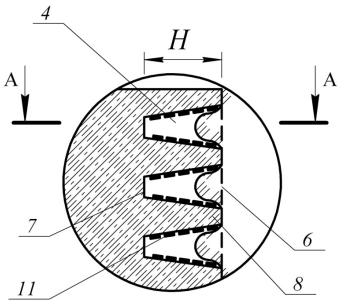


Рис. 2. Фрагмент А з рис. 1

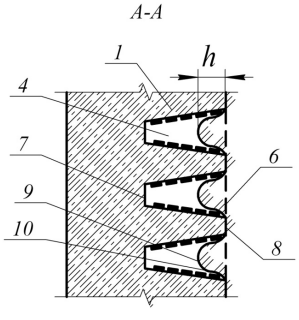


Рис. 3. Перетин А–А з рис. 2

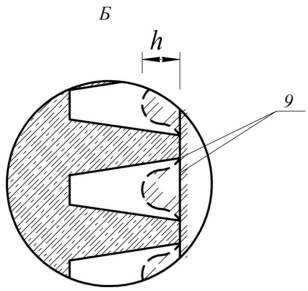


Рис. 4. Фрагмент Б 3 рис. 1

Другим варіантом підпірної стінки спеціального типу (рис. 5) є удосконалення підпірної стінки шляхом додання Г-образної форми поперечному перерізу фундаментного елемента, і шляхом формування контактних поверхонь з порожнинами на вертикальному елементі збоку ґрунту, що сприяє збільшенню опору зрушенню по підошві конструкції і дозволяє знизити кон-

тактні напруги на поверхні підпірної стінки за рахунок рівномірного перерозподілу тисків у ґрунті, що насувається, крім того збільшує опір зрушенню по підошві конструкції [0].

Іншим варіантом підпірної стінки спеціального типу (рис. 6) є удосконалення монолітної підпірної стінки кутникового типу шляхом формування контактних поверхонь з порожнинами на вертикальному і фундаментному елементах збоку ґрунту, що дозволяє знизити піки контактних напружень на поверхні вертикального елемента підпірної стінки за рахунок рівномірного перерозподілу тисків у ґрунті, що насувається, збільшити опір зрушенню по підошві підпірної стінки, крім того, у випадку додаткових нерівномірних деформацій підвалини, що діють на фундаментний елемент, поліпшити її роботу, що дозволяє підпірній стінці сприймати і рівномірно перерозподіляти зусилля від складних навантажувань при горизонтальних і вертикальних переміщеннях ґрунту [0].

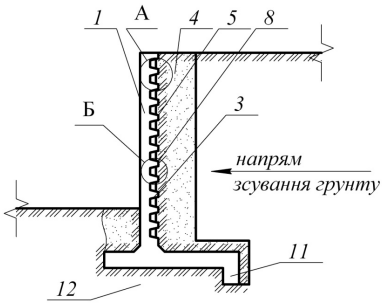


Рис. 5. Монолітна підпірна стінка спеціального типу

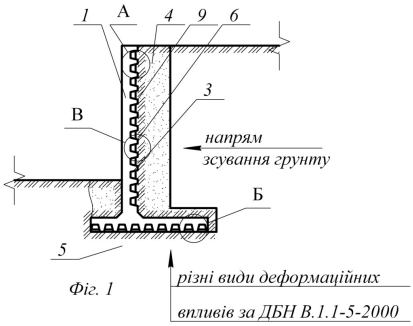


Рис. 6. Монолітна підпірна стінка спеціального типу

Одним з варіантів підпірної стінки спеціального типу є удосконалення підпірної стінки шляхом оснащення лицьової плити контрфорсом, який розміщено збоку вільної поверхні (рис. 7) [0].

Підпірна стінка спеціального типу на рис. 7 зображена з контрфорсом у вигляді діафрагми (на рис. 8 - вид збоку), а на рис. 9 - підпірна стінка з контрфорсом у вигляді підкосу.

Ціль підпірних стінок спеціального типу - зниження матеріалоємності підпірної стінки, забезпечення міцності і стійкості зсувних схилів.

Основним завданням такої конструкції є удосконалення збірної залізобетонної підпірної стінки кутникового типу і використання її для захисту від зсувних явищ. З огляду на характер роботи підпірної стінки, необхідне посилення її конструкції за параметром сумарного горизонтального навантаження, яке виникає на площині лицьової плити підпірної стінки від зсуву грунту.

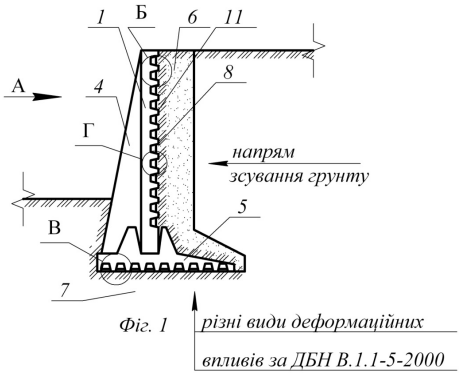


Рис. 7. Монолітна підпірна стінка спеціального типу з контрфорсом у вигляді діафрагми

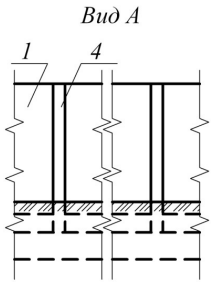


Рис. 8. Вид *А* з рис. 7

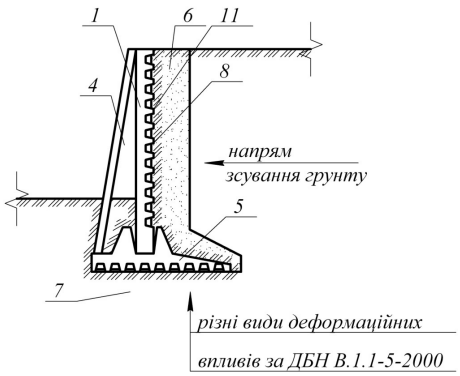


Рис. 9. Підпірна стінка спеціального типу з контрфорсом у вигляді підкосу

Для стабілізації хитливих схилів і укосів, а також на підроблювальних територіях з горизонтальним переміщенням грунту використовуються інші підпірні стінки спеціального типу (рис. 10).

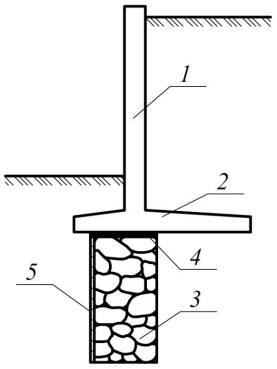


Рис. 10. Підпірна стінка спеціального типу

Запропонована підпірна стінка містить у собі лицьову *1* і фундаментну *2* плити, жорстко з'єднані одна з одною, утворюючі кутників профіль. Як основа застосовується стовпчастий фундамент із бутобетону *3* (або монолітний залізобетонний). Між фундаментною плитою і стовбчастим бутобетон ним фундаментом розташовується шов ковзання *4*, який складається з декількох шарів руберойду з низьким коефіцієнтом тертя, що дозволяє сприймати велике вертикальне навантаження з урахуванням зсуваючих сил від дії зсуву. Даний бутобетонний фундамент дозволяє витримувати вплив великих вертикальних навантажень і горизонтальних здвигаючих сил без руйнування його верхньої частини обріза. Перед заповненням траншеї фундаменту можна застосувати водозахисний екран *5*, який перешкоджав би проникненню ґрунтових вод до схилу.

У процесі зсуву підпірної стінки по горизонталі від дії активного тиску ґрунту відбувається мобілізація сил тертя фундаментної плити по ґрунту і пасивному тиску ґрунту на нижню частину лицьової плити. При цьому завдяки прокладкам з руберойду з низьким коефіцієнтом тертя, на фундамент передається незначна частина горизонтального навантаження, що дозволяє йому працювати без особливих деформацій. В залежності від конкретних інженерно-геологічних умов відповідна технологія пристрою фундаменту дозволяє забезпечити стійкість зсувного схилу на період встановлення підпірної стінки.

Запропонована підпірна стінка відрізняється високою надійністю експлуатації в критичній ситуації непередбаченого аварійного зростання зсуваючого навантаження. Залежно від гідрогеологічних умов ділянок території з низової сторони схилу і відповідно впливу води на зсувні процеси, можливе застосування як бутобетонного так і монолітного залізобетонного фундаменту, що дозволяє одночасно підвищити надійність роботи підпірної стінки, зниження її матеріалоємності і створення водозахисного екрану.

Список літератури

1. Деклараційний патент на винахід № 62713 А „Підпірна стінка", автори **Вілкул Ю.Г.,., Крішко Д.А., Дмитрієва К.Ю., Бондар Ю.М**. (отриманий 15.12.2003 р. Бюл.№ 12).

2. Деклараційний патент на винахід № 62714 А „Підпірна стінка", автори **Вілкул Ю.Г., Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Дмитрієва К.Ю., Бондар Ю.М.** (отриманий 15.12.2003 р. Бюл.№ 12).

3. Деклараційний патент на винахід № 62715 А „Підпірна стінка", автори **Вілкул Ю.Г., Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Дмитрієва К.Ю., Бондар Ю.М.** (отриманий 15.12.2003 р. Бюл. № 12).

4. Деклараційний патент на винахід № 63578 А „Підпірна стінка", автори **Вілкул Ю.Г., Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Дмитрієва К.Ю., Бондар Ю.М**. (отриманий 15.12.2003 р. Бюл. № 12).

5. Нагальні питання вирішення проблеми підтоплення ґрунтовими водами територій міст та селищ міського типу. Матеріали II науково-практичної конференції „Підтоплення 2003". - Київ: „Знання", 2003. - 91 с.

6. ДБН В. 1. 1. - 5 - 2000. Будинки і споруди на підроблюваних територіях і просідних грунтах (Частина 1. Будинки і споруди на підроблюваних територіях). - К.: Державний комітет будівництва, архітектури та житлової політики України, 2000 - 70 с.

7. ДБН В. 1. 1. - 5 - 2000. Будинки і споруди на підроблюваних територіях і просідних грунтах (Частина 2. Будинки і споруди на просідних грунтах). - К.: Державний комітет будівництва, архітектури та житлової політики України, 2000 - 89 с.

Рукопис подано до редакції 21.02.13

УДК 621.771.2

В.П. ЧУМАКОВ, старший преподаватель, А.Э ТРУНОВА, студентка
КМИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Д.В. ГРИНЬ, ст.преподаватель
Кировоградский госдарственный педагогический университет им. В.Винниченка

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РЕЖИМА ОБЖАТИЙ ПРИ ПРОКАТКЕ НА БЛЮМИНГЕ

На основе максимального использования резерва трения между рабочими валками и прокатываемым металлом разработана новая технология прокатки слитков в дуо реверсивной клети.

Ключевые слова: трение, слиток, валок, дуо реверсивная клеть, технология прокатки.

© Чумаков В.П., Трунова А.Э., Гринь Д.В., 2013

Введение. Технология производства прокатка слиток - блюм - заготовка - готовый прокат постепенно вытесняется более прогрессивной технологией с применением машин непрерывного литья [1,2]. Однако, имеющиеся на металлургических заводах Украины обжимные станы прокатывают слитки массой до 15 т в блюмы различных размеров, предназначенных в основном для дальнейшей прокатки на заготовочных станах в сортовую заготовку. Поэтому совершенствование техники и технологии прокатки на обжимных станах является одной из важнейших задач специалистов обработки металлов давлением. Одной из важнейших задач при разработке технологического процесса прокатки слитков в дуо реверсивной клети является максимальное использования резерва трения между рабочими валками и прокатываемым металлом, использование максимальной пластичности литого слитка при этом, не нарушая сплошности поверхности металла. Использование максимальной захватывающей способности валков одно из важнейших условий для разработки оптимального режима обжатий с наименьшими затратами энергоресурсов и получение полупродукта (блюмов) надлежащего качества. Теоретические и практические исследования максимального использования резерва трения при прокатке слитков на блюмингах и слябингах являются весьма актуальными, о чем свидетельствуют многочисленные исследовательские работы [3-7].

Постановка проблемы. Главными факторами, ограничивающими интенсификацию процесса прокатки, в дуо реверсивных клетях являются: захватывающая способность валков их прочность, прочность элементов главной линии прокатного стана и мощность главного привода. Анализом режимов обжатий слитков в дуо реверсивных клетях установлено, что приоритетным фактором при прокатке является захватывающая способность валков, которая зависит от состояния поверхности валков и прокатываемого металла, температуры металла и скорости вращения валков, формы и размеров калибров и др.

Захватывающая способность валков прямо пропорционально зависит от коэффициента трения между поверхностью валков и прокатываемым металлом и выражается неравенством

$$f \geq \alpha_3 / \qquad (1)$$

Для повышения коэффициента трения на поверхности рабочих валков выполняют наварку [3], наносят рифление, нарубку, фрезеровку, накатку или насечки различных комбинаций и типов, рис. 1 [4].

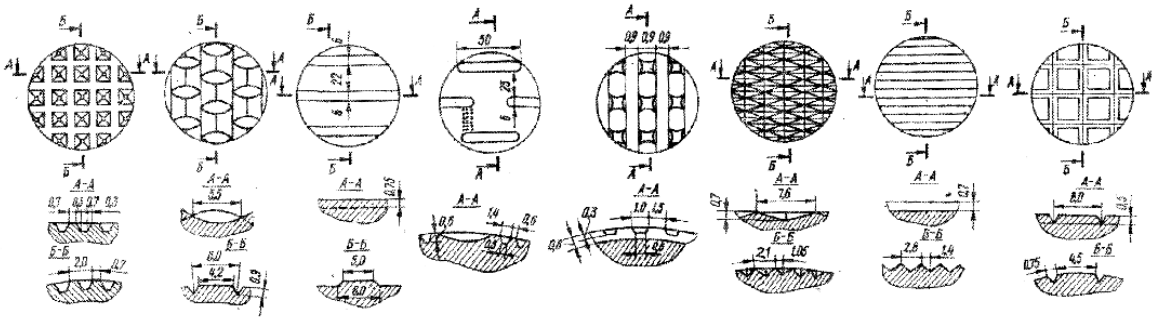


Рис. 1. Виды рифлений на рабочих валках обжимных станов

Однако, искусственные меры улучшения захватывающей способности валков, т.е. увеличение коэффициента трения, имеют следующие недостатки, заключающие в том, что наварка и насечка оставляют следы на прокатываемом металле, которые приводят к появлению плен, трещин, рванин и др., а накатка имеет низкую стойкость. Затраты на внедрение приведенных мероприятий значительные, но из-за низкой стойкости (до 50% продолжительности кампании [4]) в настоящее время на обжимных станах применяют ограничено. Следует отметить, что после прокатки 200÷250 тыс. тонн металла на поверхности валков образуется сетка разгара, которая повышает захватывающую способность валков.

На практике для интенсификации процесса прокатки применяют следующие приемы:

снижают скорость вращения валков;

уменьшают величину разового абсолютного обжатия;

поджатием заднего конца слитка в момент выброса раската из валков;

захват слитка в режиме торможения [7];

совмещают время пропуска время пауз (захват слитка валками осуществляют при работающем нажимном устройстве, опуская валок на слиток);

обжатие слитка производят на величину половины обжатия за пропуск, затем опускают верхний валок до величины полного обжатия и производят окончательную прокатку в реверсивном режиме.

Как показала практика прокатки на обжимных станах ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» и исследования, проведенные Чекмаревым А.П. в работе [6] такие приемы негативно сказываются на работе оборудования и, особенно на нажимное устройство. Поэтому, необходимо вести исследования в направлении максимального использования резерва коэффициента трения между валками и прокатываемым металлом при полностью заполненном очаге деформации.

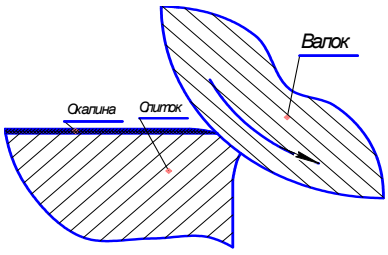
Теоретическое исследование. При нагреве в нагревательных устройствах на поверхности заготовок образуется печная окалина толщина, структура и свойства, которой сильно зависят, помимо химического состава нагреваемого металла, от температуры, длительности и среды нагрева. Окалина, образующаяся при высоких температурах, имеет очень слабое сцепление с поверхностью металла. Толщина слоя печной окалины составляет до 4,3мм [7]. Известно, что печная окалина состоит из трех фаз: на поверхности располагается тончайший слой гематита (Fe_2O_3), затем тонкий слой магнетита (Fe_2O_4) и вюстита (FeO), который составляет до 80% от общей толщины слоя окалины. Из указанных фаз окалины наименьшей прочностью обладает вюстит. Вюстит по своей структуре порист и содержит инородные включения в виде силикатов и др. соединений. При температурах 1200÷1250 °С сопротивление сдвигу слоя вюстита становится близким к нулю [8].

Ни на одном из блюмингов, находящихся в эксплуатации на Украине не предусмотрена установка по удалению окалины с поверхности слитка перед прокаткой в обжимной клети. Отсутствие установок по удалению печной окалины в технологическом потоке прокатных станов приводит к попаданию ее в очаг деформации, которая снижает захватывающую способность валков, а, следовательно, не возможность осуществления максимального возможного абсолютного обжатия за проход.

При горячей прокатке основным видом трения следует считать полусухое трение, которое характеризуется наличием на поверхности прокатываемой заготовки печной окалины, воды, пара и других загрязнений, попадающие в очаг деформации.

В момент подхода заготовки к вращающимся валкам их взаимный контакт происходит по кромке (линии). При дальнейшем продвижении металла в зев валков за счет волнистости и шероховатости поверхности валков происходит очистка кромки слитка от печной окалины и других загрязнений, а также ее пластический сдвиг рис. 2.

Рис. 2. Состояние металла перед захватом валками



В результате пластического сдвига кромки заготовки резко увеличивается плотность контакта металла с валками, которая достигает размеров номинальной площади. Таким образом, в месте контакта происходит молекулярное схватывание поверхностей валка и заготовки в точках истинного контакта. В этом случае, создающееся внешнее трение, согласно исследованиям [11] с достаточной точностью подчиняется закону Г. Амонтона.

$$T=f\cdot N. \qquad (2)$$

После достижения площадки контакта металла с валками достаточной для захвата в очаг деформации увлекается часть печной окалины, вода и другие загрязнения рис. 2, которые снижают площадь контакта металла с валками.

В результате контакта кромки слитка с валком происходит разрушение печной окалины и пластическая деформация выступов металла, находящихся на поверхности слитка. При этом начинает возрастать фактическая площадь контакта металла с валками (схватывания) и увеличиваются и силы трения.

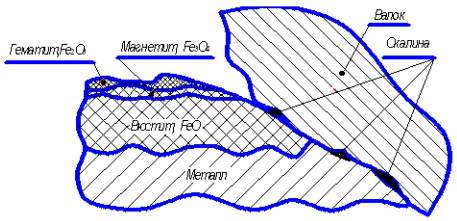


Рис. 3. Механизм захвата металла валками при горячей прокатке

Таким образом, на площадке контакта металла с валками происходит пластическое трение, которое зависит от нормальных давлений на контактной поверхности среднее значение, которых достигает до 500МПа. Однако, оставшаяся на поверхности площадки окалина и другие загрязнения вдавливаются в металл, создавая между прокатываемым металлом и валками легкоподвижную разделительную среду. Наличие разделительной среды приводит процесс прокатки к полусухому трению, при этом силы трения, которые теперь подчиняются закону (условию) Э. Зибеля

$$t = f_\sigma \cdot \sigma_t \tag{3}$$

здесь f_σ- показатель сил трения; σ_t - предел текучести деформируемого металла.

Если предел текучести деформируемого металла определяют опытным путем для каждой марки стали, то показатель сил трения определяют в зависимости от условий прокатки. При горячей прокатке степень деформации не превышает 70% поэтому для определения показателя сил трения можно использовать формулу

$$f_\sigma = f\left[1 + 0.004 \cdot \varepsilon - 0.005 \cdot \left(\frac{l_o}{h_{cp}}\right)\right] \tag{4}$$

Анализ выражения (4) показывает, что показатель сил трения зависит от коэффициента трения между прокатываемым металлом и валками, степени деформации и коэффициента формы очага деформации.

Анализ режимов прокатки слитков в первых проходах на станах ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» показывает, что коэффициент формы очага деформации $l_o / h_{cp} < 0{,}5$ [7], а скорость прокатки не превышает 1,5 м/с [4].

Величина максимального обжатия при захвате металла валками (при неустановившемся процессе прокатки) зависит от угла захвата и размеров рабочей части валков и находится в зависимости

$$\Delta h_{з.\max} = \alpha_з^{\,2} \cdot R \tag{5}$$

Здесь α - угол захвата при неустановившемся процессе прокатки; R - радиус валков, мм;

Учитывая, что при прокатке на блюминге критический угол практически равен нулю, то в этом случае максимально возможный угол захвата достигает величины $\alpha=2\beta$ откуда

$$\frac{\alpha}{\beta} = \frac{\alpha_{у.\max}}{\alpha_{з.\max}} = \frac{\sqrt{\frac{\Delta h_у}{R}}}{\sqrt{\frac{\Delta h_з}{R}}} = 2 \tag{6}$$

Анализ полученного уравнения (6) показывает, что максимально возможное обжатие при установившемся процессе прокатки больше в четыре раза, чем при захвате. Однако такой вывод справедлив в том случае, когда скорость прокатки ничтожно мала.

Исследованиями [10] установлено, что при прокатке на блюминге на валках всегда имеется сетка разгара, которая способствует увеличению коэффициента трения, а отношение $\alpha_o / \alpha_c = 1 \div 2$. При таких условиях прокатки деформация сжатия не проникает на всю высоту раската, а зона прилипания в этом случае распространяется на всю дугу захвата и скольжение металла не значительное [11].

Таким образом, учитывая условия прокатки на блюмингах и принимая среднее значение отношения углов захвата решая выражение (6) относительно абсолютного обжатия получим

$$\Delta h_{у.\max} = \frac{\alpha_з^{\,2} \cdot R}{1{,}5} \tag{3}$$

Анализ графика представленного на рис. 4 показывает, что при создании оптимальных режимов обжатий (после полного заполнения очага деформации) имеется значительный резерв трения между прокатываемым металлом и рабочими поверхностями валков, увеличение угла захвата а, следовательно, возможно увеличение абсолютного обжатия до двух раз за проход.

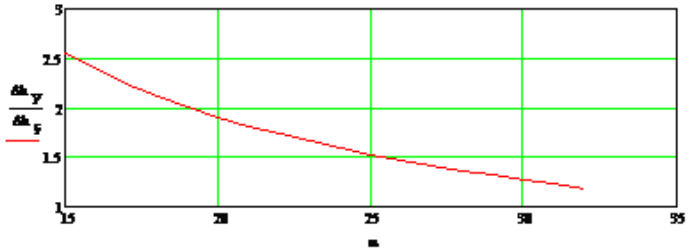


Рис. 4. Зависимость $\Delta h_y/\Delta h_з$ от угла захвата прокатки на блюминге

Полученные результаты теоретических исследований хорошо согласуется с выводами А.П. Грудева [12] – «на практике в большинстве случаев коэффициент трения хотя и снижается после начального захвата, но не вдвое, а меньшей степени; поэтому сохраняется соотношение $\alpha_{max}>\alpha_{з.max}$. Таким образом, захватывающая способность валков при установившемся процессе прокатки, как правило, оказывается более высокой, чем в начальный момент касания полосы с валками» и Я.С. Галлая [13].

Постановка задачи исследования. На основании теоретических исследований основное направление - разработка технологии процесса прокатки на блюминге, которая предусматривает максимальное использования резерва трения при полностью заполненном очаге деформации, обеспечивающая сокращение количество пропусков, тем самым сократится темп прокатки и повысится производительность стана.

Результаты исследований. Для проверки теоретических исследований была разработана технология прокатки образцов рис.3*а*, позволяющая получить за два пропуска тройное абсолютное обжатие [14]. Исследования проводили на лабораторном стане с диаметром валков 127 мм Криворожского металлургического института на серии образцов изготовленных из свинца различной толщины. Прокатку производили на грубо и тонко шлифованных валках. Скорость прокатки при проведении опытов не превышала 1,0м/с. Для изменения расстояния между валками в процессе прокатки было использовано специальное устройство. Во время прокатки в прямом направлении верхний валок устанавливали на максимальное обжатие. После заполнения очага деформации с помощью специального устройства поднимали нижний валок с целью изменения величины зазора между валками, т.е. увеличивали абсолютное обжатие образца до двух раз рис. 3*б*. После прокатки в прямом направлении клинообразный раскат задавали в валки узкой стороной (прокатка в обратном направлении) с максимальным обжатием, при этом расстояние между валками не изменяли рис.3в. Таким образом, за два прохода в прямом и обратном направлениях было получено тройное обжатие образца. При этом буксовка валков не наблюдалась. Отсутствие буксовок валков при увеличении обжатия до двух раз подтверждает вывод о наличии достаточного резерва трения, что позволяет, увеличь абсолютное обжатие во время прокатки до двух и более раз. Однако при этом необходимо учитывать прочность валков, элементов прокатного стана соединяющих рабочие валки с приводом и мощность привода.

а *б* *в*



Рис. 5. Результаты прокатки образцов по разработанной технологии: *а* – исходный образец; *б* – раскат после прокатки в прямом направлении; *в* – раскат после прокатки в обратном направлении

Выводы. Лабораторные исследования подтвердили наличие достаточного резерва трения между рабочими поверхностями валков и прокатываемым металлом, позволяющее при полностью заполненном очаге деформации увеличить абсолютное обжатие до двух и более раз.

Разработанное техническое решение позволит за счет максимального использования резерва сил трения при полностью заполненном очаге деформации между поверхностью рабочего валка и слитком получить за каждую пару пропусков тройной абсолютный обжим слитка за один проход.

На основании теоретических расчетов и лабораторных исследований разработана технология прокатки слитков на блюминге, позволяющая значительно сократить количество проходов.

Разработанная технология прокатки слитков на блюминге позволит сократить такт прокатки и повысить производительность прокатного стана.

Список литературы

1. **А.П. Грудев,, Л.Ф. Машкин, М.И. Ханин** «Технология прокатного производства» М. Металлургия, 1994. - 656 с.

2. **А.И. Целиков. В.И. Зюзин** «Современное развитие прокатных станов» М. металлургия, 1972. - .399 с.

3**. В.К. Кобызев** Электродуговая наплавка фасонных калибров прокатных станов. Труды межвузовской научно-технической конференции. т.2. Ленинград. 1959.

4. **Бобров В.В., Полещук В.М., Гладуш В.Д.** Оптимизация нестационарных процессов прокатки. К.: Техника. 1984. - 125 с.

5. **Б.П. Зуев** Интенсификация работы блюминга Кузнецкого металлургического комбината и использование передовых методов труда. Труды НТО ЧМ. т.1. Днепропетровск. 1956.

6. **А.П. Чекмарев** и др. Прокатка сдвоенных слитков на блюминге 1150. Сталь. 1959. №3.

7. **В.В.Гетманец, В.П.Чумаков** Рациональные схемы прокатки слитков кипящих сталей на блюминге. Сталь. 1974. №8.

8. **А.П. Грудев, Ю.В. Зильберг, В.Т. Тилик** Трение и смазки при обработке металлов давлением. Справ. Изд. – М.: Металлургия, 1982. - 312 с.

9. **Чумаков В.П., Коренко М.Г.** Пути снижения расхода металла при прокатке на блюминге. Металлургическая и горнорудная промышленность №2. 2009. - С. 39-42.

10. **М.М. Горенштейн** Интенсификация режима обжатий при прокатке по условию трения. Труды межвузовской научно-технической конференции. Ленинград. 1958.

11. **А.И. Целиков** Основы теории прокатки. М. Металлургия, 1965. - 247.с.

12. **А.П. Грудев** Теория прокатки. М. Металлургия. 1988. - 240 с.

13. **Я.С. Галлай** О коэффициенте трения при прокатке. Труды межвузовской научно-технической конференции. «Современные достижения прокатного производства». - Т.2.Ленинград, 1959.

14. **В.П. Чумаков** Спосіб Чумакова прокатки злитків дуо реверсивній кліті. Патент на корисну модель №52990, Бюлетень№18, 27.09.2010.

Рукопис подано до редакції 30.03.2013

УДК 622.271.012.3

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ МОБИЛЬНЫХ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫХ РАДИОМЕТРИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ КРИВБАССА

Рассмотрено обоснование применения мобильных дробильно-сортировочных комплексов в условиях железорудных карьеров Кривбасса для повышения качества руды, добываемой из забоев приконтактной зоны «руда-порода». Рассмотрена функциональная схема МДСРК, определены технологические задачи и ожидаемые показатели от его применения.

Украина обладает 18 % от общемировых запасов железной руды. Из всех разведанных месторождений основные запасы - около 70 % и добыча - более 80 % приходятся на Криворожский железорудный бассейн. Кременчугский железорудный район вместе с рудными районами Запорожской, Кировоградской и Полтавской областей составляет железорудную провинцию Большой Кривой Рог [1].

Проблема и ее связь с основными научными и практическими заданиями. Имея относительно невысокое содержание полезного компонента при высоких содержаниях вредных примесей в железной руде, Украина уступает основным мировым экспортерам. Вследствие этого цены на отечественное железорудное сырье оказываются ниже среднемировых. Финансовые потери украинских горнодобывающих предприятий на каждом миллионе тонн реализованной товарной руды составляют около 11 млн. долларов. [1]

Вопросы стабилизации качества рудного потока в условиях открытой разработки были и остаются весьма актуальными. Особенно остро этот вопрос возник на фоне кризиса на мировом рынке сырьевых ресурсов, вызвавшего общее снижение цен на железорудное сырье, что усилило конкуренцию производителей.

При этом предъявляются более высокие требования к качеству железорудного сырья при общем тренде снижения цен. Таким образом, возможность сохранения позиций производителей железорудного сырья Украины заключается в решении двуединой задачи повышения качества при оптимизации себестоимости, что позволит блокировать процесс уменьшения общего показателя рентабельности производства.

Анализ исследований и публикаций. Ранее известные варианты мобильных дробильно-

© Азарян В.А, 2013

сортировочных комплексов в составе технологии предварительного обогащения железных руд в карьерах предполагали только магнитную сепарацию[4]. На сегодня опционально предусмотрено оснащение серийных мобильных дробильных комплексов «Terex Finlay» и «Lokotrack» магнитными сепараторами.

При обосновании технологии предобогащения в условиях открытой разработки следует учитывать, что не ко всем разновидностям железных руд применимы магнитные методы.

Основным преимуществом радиометрической сортировки является то, что прошедшая через сепаратор рудная масса имеет показатель содержания общего железа согласно величины установленного порога сортировки.

Известные разработки дробильно-сортировочных комплексов с радиометрической сепарацией для применения в условиях открытой разработки имели стационарное размещение, поэтому после экскавации рудной массы было необходимо транспортировать ее до приемного бункера комплекса. [3]

Постановка задачи. Обоснование технологической необходимости применения мобильного дробильно-сортировочного радиометрического комплекса в условиях открытых разработок железорудных месторождений основывается на необходимости повышения качества руды, поступающей из забоев приконтактной зоны «руда-порода», на которые приходится наибольший процент потерь и разубоживания руд. Граница «руда-пустая порода» не может быть четкой в условиях развала после применения БВР. Руда, поступающая из таких забоев, отличается низким качеством и высоким показателем колеблемости по содержанию полезного компонента.

Это обстоятельство существенно влияет на общие показатели качества рудопотока, поступающего на обогатительное производство и оказывает непосредственное влияние на общий показатель качества концентрата и его себестоимость.

Изложение материала и результаты. Предлагаемый вариант мобильного дробильно-сортировочного радиометрического комплекса (МДСРК) является синтезом мобильного дробильного комплекса и радиометрического сепаратора.

Основным технологическим преимуществом МДСРК является его мобильность, которая позволяет ему перемещаться вслед за подвиганием забоя, экскавируемая рудная масса загружается непосредственно в приемный бункер комплекса.

При этом не требуется дополнительное транспортное звено, снижаются капитальные затраты за счет отсутствия необходимости в подготовленной площадке, на которой размещается стационарный комплекс.

Функциональная схема мобильного дробильно-сортировочного комплекса состоит из приемного бункера 1, вибропитателя 2, дробилки 3, виброгрохота 4, конвейера 5, источника ионизирующего излучения 6, датчика излучения 7, блока обработки сигнала 8, исполнительного устройства (шибера) 9, рудного отсека бункера 10, породного отсека бункера 11, рудного конвейера 12, породного конвейера 13, смонтированных на общем шасси в виде единого агрегата (рис. 1).

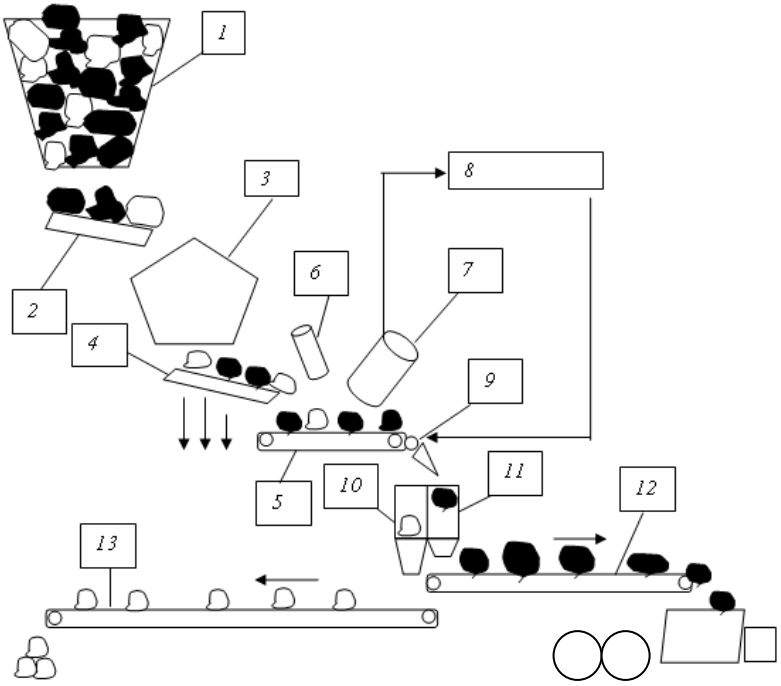


Рис. 1. Функциональная схема мобильного дробильно-сортировочного радиометрического комплекса

Взорванная горная масса экскаватором загружается в приемный бункер, вибропитателем подается в дробилку, затем мелкий класс удаляется с помощью грохота (4), по конвейеру (5) надрешетный материал подается в зону измерения, где рудная масса подвергается воздействию гамма-излучения. Рассеянное гамма-излучение регистрируется датчиком (7), сигнал с которого поступает в измерительный блок, где формируется командный импульс для управления разделительным устройством (шибер 9). Шиберное устройство разделяет исходную горную массу на продукты обогащения и направляет в соответствующие бункера (10, 11). [2]

Процесс взаимодействия гамма-излучения с горными породами подчиняется закону Бугера-Лямперта-Бера, суть которого заключается в следующем.

Пусть на вещество падает излучение с интенсивностью N_o, затем интенсивность уменьшается в веществе вследствие поглощения и рассеивания. Пусть в тот момент, когда излучение прошло в веществе расстояние **x**, его интенсивность стала *N*. При прохождении излучения через слой малой толщины *dx* его интенсивность уменьшается на малую величину *dN*, пропорциональную толщине слоя и самой интенсивности *N*, т.е. μ

$$dN = -\mu N dx \quad (1)$$

Знак «-» в этой формуле говорит о том, что изменение интенсивности $dN<0$. Коэффициент пропорциональности μ - коэффициент поглощения, зависящий от вещества, от того, как велико в данном веществе число элементарных процессов, ослабляющих поток частиц. Разделив правую и левую части на *N*, получаем

$$dN/N = -\mu\, dx \quad (2)$$

Проинтегрировав правую и левую части этого выражения, получаем

$$\ln(N)+C=-\mu x+C \quad (3)$$

Откуда $N= \exp((-\mu * x)+C)$ (4)

$$N= \exp(-\mu \cdot x)\cdot \exp(C), \quad (5)$$

Обозначим exp(C)=C1 и подставляя значения C1 в уравнения 5 получим

$$N= C1\cdot\exp(-\mu \cdot x) \quad (6)$$

Согласно теореме Коши при $X=X_o$ $N=N_o$ $dN/x=-\mu \cdot N$, $N_{x=xo}=N_o$

$$N_o = C1\cdot\exp(-\mu_м \cdot 0)=C1 \quad (7)$$

Подставляя значения C1 в формулу 6 получим

$$N=N_o\cdot\exp(-\mu \cdot x) \quad (8)$$

Для учета влияния вещественного состава минерального сырья на интегральный поток гамма-излучения заменим линейный коэффициент μ на массовый $\mu_м$, получим

$$N= N_o \cdot \exp(- \mu_м \cdot \rho \cdot x), \quad (9)$$

где ρ - поверхностная плотность породы, а $\mu_м$ - массовый коэффициент поглощения.

Таким образом, данная закономерность $N= N_o \cdot \exp(- \mu_м \cdot \rho \cdot x)$ используется в качестве фундаментальной основы процесса сепарации.

Первой технологической задачей МДСРК является отсечение некондиционной горной массы с целью исключения ее дальнейшей транспортировки, дробления, измельчения и участия в процессе обогащения. При этом через МДСРК проходит не весь объем рудной массы из заходки, а только та часть, что составляет контактную зону «руда-порода». При этом хвосты складируются во внутренних отвалах, на граничном контуре карьера, что исключает не только транспортные затраты, но и энергозатраты на дробление и переработку. Снижается общий объем породных отвалов на земной поверхности.

Второй технологической задачей МДСРК является повышение содержания полезного компонента в рудной массе и стабилизация качества в потоке за счет установленного порога сортировки.

Выводы. Применение МДСРК в условиях открытых горных работ Кривбасса позволит получить технологический, экологический, энергетический и экономический эффект.

Технологический эффект заключается в:

повышении качества рудного потока из забоев приконтактных зон карьера до 5 % по содержанию общего железа;

снижении колебаний качества в рудном потоке из забоев приконтактных зон и, таким образом, общая стабилизация рудопотока карьера по показателю содержания полезного компонента;

снижении до 2% общего объема руды, направляемой на обогащение;

уменьшении объема транспортировки пустых пород до внешних отвалов за счет возможности применения внутреннего отвалообразования.

Экологический эффект заключается в уменьшении общего объема породных отвалов на земной поверхности за счет размещения пустой породы во внутрикарьерном отвале на граничном контуре.

Энергетический эффект от применения МДСРК выражается в сокращении расхода энергоресурсов в связи с уменьшением общего объема руды, направляемого на обогащение.

Экономический эффект от применения МДСРК заключается в следующем:

1. Снижение общих затрат на транспортировку горной массы в карьере.

2. Стабилизация процесса обогащения за счет получения рудопотока с заданными качественными характеристиками, что приведет к оптимизации технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики и всего горно-обогатительного комбината.

3. Снижение себестоимости концентрата на 1,5-2 %.

Список литературы

1.**Вилкул Ю.Г., Азарян А.А., Азарян В.А., Колосов В.А**. «Качество железорудного сырья подземной и открытой добычи как основа конкурентоспособности горнодобывающей промышленности Украины». Металлургическая и горнорудная промышленность. Днепропетровск. 2012 г. - №5.–с.1-4

2.**Азарян В.А.** «Мобильный дробильно-сортировочный радиометрический комплекс (МДСРК)» Доклад. Материалы 9 Конгресса обогатителей стран СНГ. г. Москва, 26.02 – 01.03.2013 г. с.47

2.**Федоров М.Ю.** «Основные технические и конструктивные принципы ренгенорадиометрических сепараторов РАДОС» Материалы 3 международной научно-технической конференции «Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных отходов». Г. Екатеринбург. 2007 г. с.70-79

3.**Бабий Е.В., Синенко М.А**. «О качестве рудного потока при технологии предобогащения руды в карьере» Вісник КТУ: Кривий Ріг. 2010 р.

Рукопись поступила в редакию 22.03.13

УДК 553.3:622.27

А.Н. ГРИЦЕНКО, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИИ О КАРОТАЖЕ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН

В статье рассматривается способ получения информации и о залежи рудного тела и ее использования для планирования горных работ.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Большинство горнодобывающих предприятий ведут упорную борьбу за поддержание качества, целостности и оперативности данных эксплуатационной разведки а также удобство их использования. Некоторые проблемы, связанные с низким уровнем управления данными, вполне очевидны; другие, к сожалению, заметны не сразу. Явные признаки проблем в этой области это потеря информации, вопросы их полноты, передачи и доступа к ним. Скрытые последствия такого положения дел приводят к потере и разубоживанию руд, снижению качества, и повышению вариабельности содержания полезного компонента в получаемой продукте, снижению производительности горнодобывающего предприятия, и повышению его себестоимости.

Постановка задачи. Решение этих проблем возможно кардинальным изменением процесса получения, формирования, передачи и интерпретации информации о результатах геофизического опробования взрывных скважин.

Изложение материала и результаты. Одной из задач геофизического опробования является определение точки пересечения скважиной границы рудного тела с «пустой» породой.

Известно, что выполнение каротажа в полном объеме, по всем взрывным скважинам является трудоемким процессом и требует больших трудозатрат, а также значительного количество времени на проведение каротажных работ. Традиционный, «сеточный» метод, основан на выборе технологом нескольких рядов скважин из регулярной сети блока, с определенным интервалом (шагом), где зачастую шаг выбора превышает шаг буровой сети в 2-3 раза [1]. На рис. 1 приведен фрагмент исполнительной карты каротажного блока.

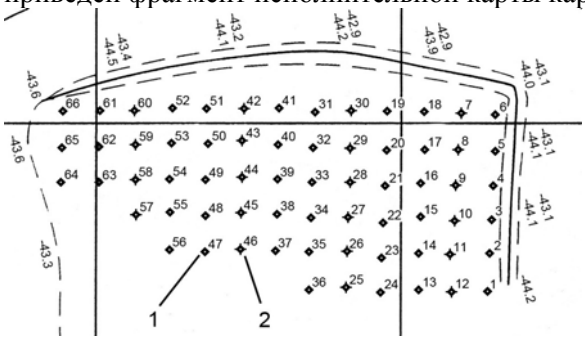


Рис. 1. Фрагмент исполнительной карты каротажа блока: *1* - условное обозначения устья взрывной скважины; *2* - условное обозначение устья взрывной скважины, по которой выполняется каротаж

Следовательно, велика вероятность попадания границы в область между рядами, тем самым, внося в эту область энтропию. Это означает, что граница рудного тела может проходить в любой точке области между выбранными рядами. На практике расстояние между которыми может варьироваться в пределах 12-24 м. Объем горной массы находящейся в неопределенной зоне между сетью скважин, по которым выполнен каротаж, зависит от интервала сети каротажа (количества пропущенных рядов взрывной сети). График зависимость этих параметров приведена на рис. 2.

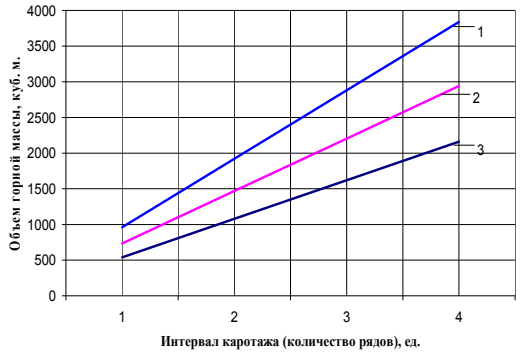


Рис. 2. График зависимости объема горной массы находящейся в зоне с энтропией от количества рядов взрывных скважин вошедших в эту область, м: *1* - сеть буровых скважин - 8; *2* - сеть буровых скважин - 7; *3* - сеть буровых скважин - 6

Альтернативой традиционного, может использоваться метод, при котором в процессе выполнения каротажа по начальному проекту, автоматически происходит интерпретация информации, построение трехмерной модели залежи на основе данных уже прокаротированных скважин, относительно выбуренных (рис. 3).

© Гриценко А.Н., 2013

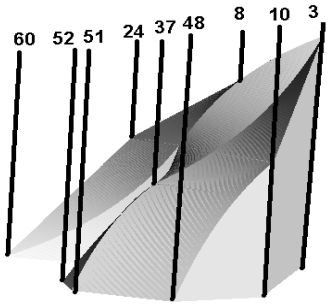


Рис. 3 Трехмерная модель залежи рудного тела относительно взрывных скважин

После получения трехмерной модели технологом выполняется коррекция плана каротажных работ в выявленных «межконтактных» областях (если в этой области ещё имеются непрокаротируемые скважины), эти скважины добавляются в проект. И после чего производиться непосредственно каротаж по обновленному плану.

Алгоритм альтернативного метода проведения каротажных работ приведен на рис. 4.

Коррекция плана проводиться с участием технолога геологического отдела, который может находиться как непосредственно на блоке за бортовым компьютером каротажной станции, так и находясь в кабинете, где посредством беспроводной GPRS сети, глобальной сети Internet и локальной сети предприятия получает от бортового компьютера каротажной станции информацию о проделанном каротаже.

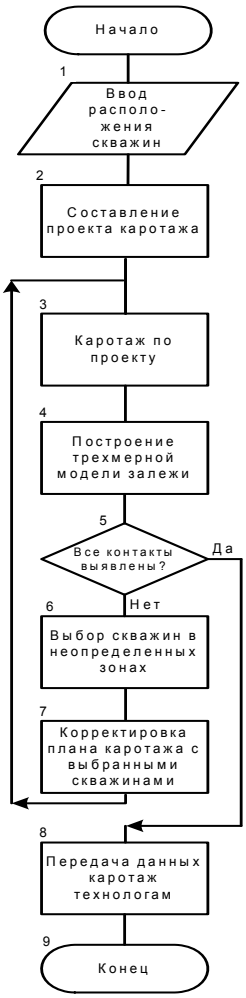


Рис. 4. Блок-схема алгоритма альтернативного метода каротажа скважин

Это дает возможность в реальном масштабе времени корректировать проект проведения каротажа. Операция может повторятся до тех пор, пока не будет выявлена граница, либо в «межконтактной» области не останется скважин по которым еще не выполнен каротаж. Таким образом, проводится построение трехмерной модели залежи рудного тела с точностью границ не превышающей размер сети буровых скважин (6-8 м).

После установки значение содержания полезного компонента, определяющего предел разделения породы на рудное сырье, подлежащее дальнейшей переработке и на «пустую» породу, подлежащую транспортировке в отвалы возможна оценка количественных характеристик объемов рудного материала и «пустой» породы, а также оценки их средних качественных характеристик (содержания полезного компонента). Следует отметить, что каротаж взрывных скважин должен обеспечить следующие информационные потоки, необходимые для учета и выполнения плана горных работ. Такими основными факторами являются: среднее содержание полезного компонента, глубина скважины и уровень воды в ней.

Эти информации целесообразно использовать при планировании горных работ, в частности управлении автосамосвалами при параллельной выемке нескольких рудных блоков с различным содержанием железа в рудном объеме, что обеспечит усреднение шихты с необходимым содержанием полезного компонента, и обеспечит оптимальный режим работы обогатительной фабрики.

Кроме того, такая информация как глубина скважины необходима маркшейдерам для контроля работы буровой бригады и расчета объема подсыпки для «выравнивания» глубин скважин на блоке, скважин к зарядке взрывчатым веществом.

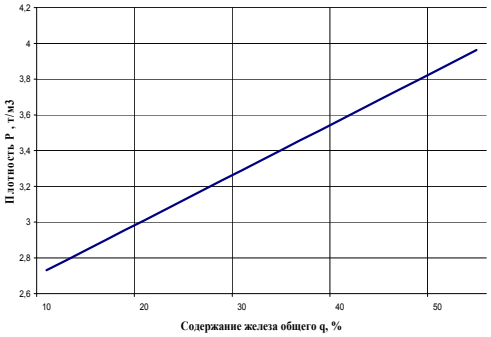


Рис. 5. График зависимости плотности от содержания железа

В частности, информацию об уровне воды в скважине целесообразно учитывать при проектировании процесса зарядки взрывчатых веществ в скважину. Важный фактор плотность для некоторых разновидностей руд имеет достаточно тесную корреляционную связь с содержанием полезного компонента [2]. В случае магнетито-амфиболитовых кварцитов, зависимость плотности P от содержания в них общего железа q имеет вид, приведенный на рис. 5.

Аналитическое выражение зависимости приведено ниже (1), при этом коэффициент корреляции равен 0,81

$$P = 0.028q + 2{,}45 \quad (1)$$

После анализа результатов каротажа блока целесообразно применение селективной зарядка скважин. При этом в промежутках, пересекающих рудное тело, заряд закладывается с расчётом дробления, оптимального для большего измельчения и ведения технологического процесса, а в промежутках, пересекающих «пустую» породу – обеспечивающее оптимальную выемку и транспортировку в отвалы. При этом, очевидна экономия взрывчатых веществ, снижение запыленности при транспортировке рудной массы в результате чрезмерного дробления при взрыве.

При наличии на экскаваторе системы оперативного мониторинга и корректировки фронта работ карьерных экскаваторов, одной из возможностей системы является селективная добыча, при помощи трехмерной модели залежи и высокоточной системы навигации, установленной на рабочий орган экскаватора. Фактически достоверная информация о границах залежи, которую мы получаем в результате каротажа, является базовой информацией для эффективной работы системы [3].

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом достоверная, своевременная информация о каротаже:

снижает объем работ геологической службы;

снижает потери и разубоживание;

повышает качество руд;

повышает эффективность работы обогатительной фабрики;

снижает объем работ маркшейдерской службе.

повышает экономию взрывчатых веществ и качество дробления при взрыве.

Список литературы

1. **Азарян А.А, Коробко В.Н., Кузьменко А.В**. и др. Автоматизированное проектирование буровзрывных работ с использованием каротажной станции «Карьер-Кривбасс» /«Качество минерального сырья-2002». - С. 98-104.

2. **Тимофеев Е.В.** Отчет по теме: «Опытное внедрение Аппаратуры «Карьер» на горно-обогатительных комбинатах Кривбасса и опытно-методическая помощь производственным организациям МЧМ СССР в освоении промышленных образцов станции «Карьер» Ленинград 1976. - С.18-22

3. Интернет-ресурс http://www.vistgroup.com.ua/

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.647.21

Л.І. ЄФІМЕНКО, М.П. ТИХАНСЬКИЙ, кандидати техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МОДЕЛЮВАННЯ НАВАНТАЖЕННЯ НА ОПОРНІ КОНСТРУКЦІЇ ВАЖКИХ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

У роботі оцінено вплив режимів транспортування стрічкового конвеєра і зміни грансостава матеріалу на довговічність опорних конструкцій, запропоновано рівняння пошкодження конвеєрного ставу від названих чинників.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. До сучасних металоконструкцій лінійної частини конвеєра, а саме, конвеєрному стану пред'являється ряд вимог по міцності, амортизуючій здібності при динамічних навантаженнях, стійкості, мінімальній металоємності, довговічності. Аналіз розрахунків ряду підприємств і науково-дослідних організацій показав, що існуючі методи проектування конвеєрного ставу не повною мірою враховують дійсну картину його вантаження.

Загальним недоліком розглянутих методів проектування є те, що при визначенні навантажень на став беруться статичні складові, не враховується динаміка перехідних процесів і динамічні навантаження від дії крупних шматків вантажу, не використовуються можливості зменшення навантажень на конструкції шляхом управління режимами транспортування.

Конвеєрний став є основним елементом стрічкового конвеєра, що визначає його металоємність. Із збільшенням його довжини значно збільшується вага конвеєра. Розробка методів зниження динамічних навантажень на став дозволить знизити металоємність конвеєра.

© Єфіменко Л.І. Тиханський М.П., 2013

Аналіз досліджень та публікацій. Питаннями моделювання конвеєрів займався ряд відомих вчених. Вони розробили математичні моделі навантаження опорних конструкцій конвеєра, що описують дію крупнокускового вантажу на елементи ставу. Ці моделі отримані в результаті обробки експериментальних даних, або даними є параметри, що описують структуру вантажопотоку, геометричні і фізичні характеристики конвеєра. У цих моделях навантаження, що сприймається роликоопорой, розділяється на статичне, обумовлене натиском матеріалу, що транспортується, і динамічне, обумовлене натиском матеріалу, що транспортується, а також обумовлене дією окремих крупних шматків вантажу. Ряд чинників враховували коефіцієнтами запасу міцності. Проте, в цих роботах навантаження на опорні конструкції оцінюють при існуючих способах і режимах управління конвеєром.

Дослідження, пов'язані з виявленням інформативних параметрів, якими займалися В.Ф. Монастирський, В.І. Плахотнік, А.Н. Смирнов, В.І. Бесчастний, показали, що конвеєр, як складний об'єкт, має сенс розділяти на основні механізми й вузли та досліджувати їх окремо.

Постановка завдання. З аналізу наведених робіт видно, що необхідно створювати та модернізувати математичні моделі взаємодії крупного шматка з насипним мілкокусковим вантажем під впливом ударної сили з містом додавання ударного імпульсу, що змінюється в часі, функціонально залежним від швидкості руху конвеєрної стрічки

Викладення матеріалу та результати. Режими роботи конвеєра і, гранулометричний склад матеріалу, що транспортується, надають основна руйнівна дія на його устаткування і, при накопиченні, викликає втомний знос конструкцій. Пошкодження, вироблене одиничною дією руйнівного чинника, називається мірою пошкодження /1/, при цьому заходи пошкодження від різних руйнівних чинників (крупні шматки, регулювання швидкості, пускові режими) різні по величині. Пошкодження конструкції за певний час дорівнює сумі заходів пошкоджень від різних чинників за цей час. В умовах промислової експлуатації недовантажений конвеєр транспортує матеріал з тією ж швидкістю, що і завантажений. При цьому окремо розташовані шматки взаємодіють з роликоопорами, відбувається імпульсний удар, величина якого визначається з вираження [2]

$$P_H = m_к \mathrm{V}^2 \sin(\theta_2 - \theta_1)(1+K) g^{-1}\tau^{-1}, \quad (1)$$

де m_k - маса крупного куска, кг; V швидкість транспортування, м/с; θ_1, θ_2 - кути входу стрічки на ролик, залежать від маси куска та натяжіння стрічки; $к$ - коефіцієнт відновлення при ударі об роликоопору; K_{di} - нелінійний коефіцієнт, характеризуючий підсипку дріб'язку та залежний від маси і форми куска. Регулюючи швидкість за вантажопотоком, наприклад, на 50% від номінальної, можна зменшити величину ударного навантаження від взаємодії вантажу та роликоопор, тобто зняти максимальну напругу циклу $S=P_k$.

При зниженні максимальної напруги циклу конструкція витримає більше число циклів вантаження до руйнування, ніж раніше (2)

$$N = f(V_p) >> 5 \cdot 10^4. \quad (2)$$

Отже, міра пошкодження від ударів крупними шматками при регулюванні швидкості зменшиться в залежності (3) і буде рівна (4)

$$\vartheta_p = f(V_p, M(m_k)) \quad (3)$$

$$\vartheta_p = \frac{\varpi_{ek} t}{2\pi} \cdot < \frac{1}{KN(S)} >, \quad (4)$$

де ϖ_{ek} – ефективна частота процесу, K - коефіцієнт, враховуючий збільшення кількості циклів навантаження до руйнування за рахунок зменшення міри пошкодження від одиничної дії.

Іншим способом збільшення довговічності опорних конструкцій стрічкового конвеєра, особливо поблизу приводу, є регулювання пускового моменту (тягового зусилля) двигуна у фазі рухання.

Під час запуску навантаженого конвеєра привод розвиває момент, необхідний для подолання сил опору навантаженого конвеєра і інерції частин, що обертаються, а в разі необертальних роликів через стрічку передає на став зусилля (навантаження), рівне [2] (5)

$$P_□ = (P_{с.п} + G_э j)\cos\alpha \cdot f_n = (P_{с.п} + G_э D_o^2 \frac{2M_d i_o \eta_o - P_{с.п} D_o}{G_э D_o^2 + c_i (G_i D_o^2) i_o^2 \eta_o})\cos\alpha \cdot f_n. \quad (5)$$

Це зусилля перевищує необхідне зусилля для рушання конвеєра і створює зайве навантаження на елементи конвеєрного ставу і стрічку. Виникає необхідність у виявленні необертальних роликів і управлінні пусковим зусиллям. Для чого регулюють наростання максимального моменту двигуна в початковий період пуску, при цьому на першому етапі двигун розвиває зусилля, достатнє для рушання стрічки від приводного барабана до і-ой роликоопори, потім зусилля наростає у міру просування хвилі рушання по стрічці. Час етапів наростання залежить від швидкості поширення хвилі рушання в стрічці. Крива запуску двигуна апроксимується стандартними функціями.

Такий режим рушання сприяє зменшенню пускових навантажень в опорних конструкціях, тобто зменшенню максимальної напруги циклу (пуску) $S = P_T$ до $S_n = fP_T$, де $0 < f < 1$. Це у свою чергу, приводить до збільшення циклів вантаження до руйнування по цьому чиннику і, відповідно, до зменшення міри пошкодження (6)

$$\vartheta = \frac{\varpi_{en} t}{2\pi} \cdot < \frac{1}{N(S)} > . \qquad (6)$$

Знаючи основні ушкоджувальні чинники, міру пошкодження від кожного з них, і регулюючи режими роботи, можна прогнозувати довговічність конструкції, що має велике значення для полегшених конструкцій. Аналізуючи експериментальні дослідження, приведені в роботі /3/, можна знайти заходи пошкодження конвеєрних конструкцій від взаємодії з шматками вантажу різної величини. Згідно з цими експериментами шматки великою 300 мм і вище транспортуються з інтервалом проходження 0.8 с, ефективна частота процесу при цьому ϖ_{en}=1,22 І/с. Приймемо за умовний базовий термін служби конструкції 15 років. Тоді за час служби взаємодія конструкцій з крупними шматками станеться $4{,}2 \cdot 10^8$ разів. Вважаючи, що в основному руйнування походить від шматків величиною вище 300 мм, і маючи в своєму розпорядженні процентний вміст їх в масі, що транспортується, визначимо, яку можливу кількість циклів (ударів) до руйнування витримає конвеєрний став від взаємодії з цими шматками і яка міра пошкодження ставу від кожного класу крупності.

Ґрунтуючись на процентному складі вантажу по крупності /3/ (0 - 300 мм - 74 %, 300-400 мм - 18%, 400-500 мм - 5% і вище 3 %) і вважаючи, що основне руйнування (70 %) відбувається від шматків більше 300 мм і пускових перевантажень, складемо рівняння руйнування ставу конвеєра.

У загальному виді (7)

$$\sum N_i \cdot \Delta\alpha_i = \vartheta\_\_\text{“},\ \sum N_{kj}\Delta\alpha_{kj} + N_n\Delta\alpha_n + \sum N_p\Delta\alpha_p = \vartheta\_\_\text{“}, \qquad (7)$$

де N_i,N_{kj},N_p,N_n - кількість руйнівних циклів відповідно від узагальненого *i*-го чинника, від крупних шматків, від пускових навантажень, від різних неврахованих чинників. Для даного випадку (8)

$$N_i\Delta\alpha_1 + N_2\Delta\alpha_2 + N_3\Delta\alpha_3 + N_n\Delta\alpha_n = \vartheta_k + \vartheta_n = \vartheta\_\_\text{“}, \qquad (8)$$

Тут N_1,N_2,N_3 крупності за умовний термін служби, $\Delta\alpha_1$,$\Delta\alpha_2$,$\Delta\alpha_3$, $\Delta\alpha_n$ - міра пошкодження ставу від одного удару шматком різної маси і від пускового перевантаження, ϑ_k - сумарна міра пошкодження від ударів крупними шматками за термін служби, ϑ_n - сумарна міра пошкодження від пускових зусиль за термін служби, $\vartheta\_\text{“}$=0,7, оскільки прийнято, що дія від шматків і пусків складає 70% від загального пошкодження.

У результаті обробки даних дробильної фабрики МГОКа встановлено, що в середньому конвеєр за зміну зупиняється і запускається 8 разів, значить, за базовий термін служби конвеєрного ставу відбувається приблизно $0{,}0011 \cdot 10^8$ пусків, що по силі взаємодії з роликоопорами відповідає удару шматком 400-500 мм, при цьому міра пошкодження від одиничної дії дорівнює $\Delta\alpha_n = 2{,}231 \cdot 10^{-8}$

Зниження сили одиничних дій по кожному ушкоджувальному чиннику спричиняє за собою зменшення сумарного пошкодження, і, як наслідок, збільшення довговічності ставу.

Зниження дії крупних шматків вантажу досягається засобами автоматичного управління дробильно-сортувальним комплексом, зокрема регулюванням швидкості транспортування, щілиною дробарки, натягненням стрічки. При регулюванні щілини дробарки крупні шматки стають меншими і зменшується процентний вміст шматків, що перевищують 400 мм.

Вирішимо рівняння пошкодження при виключенні з вантажопотоку шматків більше 400 мм, при цьому частота проходження крупних шматків залишається незмінною, а маса зменшу-

ється до очікуваної величини

$$\vartheta\_\_\_\_ = (N_1 + N_2 + N_3)\Delta\alpha_1 + N_n\Delta\alpha_n = 0.6\,. \quad (9)$$

Отже, за рахунок зменшення динамічних навантажень на став конвеєра знизилася сумарна міра пошкодження за базовий термін служби, що рівнозначно збільшенню терміну служби конструкції. Зниження швидкості транспортування веде до зменшення динамічної взаємодії шматка з роликоопорой без зміни гранулометричного складу, при цьому пропорційно зміні швидкості міняється міра пошкодження від кожної одиничної дії, так при зменшенні швидкості на 25% від номінальної коефіцієнт пропорційності рівний: *К*=0,56, на 50% *К*=0,44, на75% - К=0,25.

Довговічність опорних конструкцій конвеєра також збільшиться на величину, яка визначається з виразу

$$\Delta t = \frac{\vartheta\_\_\_\_ - \vartheta\_\_\_\_1}{\vartheta\_\_\_\_} \cdot T_{‡}, \quad (10)$$

де $T_{‡}$ - період часу за базовий термін служби, в який експлуатують конвеєр із зниженою швидкістю (приймемо 30% від загального часу тобто $T_{‡}$ =15×0,3 = 4.5 роки).

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, видно, що міра пошкодження опорних конвеєрних металоконструкцій знаходиться в прямій залежності від частоти проходження крупних шматків, їх маси, швидкості транспортування і, кінець кінцем, від сили дії шматка вантажу на опори. Сумарну міру втомних пошкоджень конвеєрного ставу можна виразити як суму заходів пошкодження від ряду ушкоджувальних чинників, а саме, від крупних шматків, зміни швидкості транспортування при регулюванні, від пускових навантажень. При цьому частість дії того або іншого ушкоджувального чинника і міра пошкодження ним що наноситься різні.

Для зменшення міри пошкодження необхідно зменшити пошкодження дії кожного пошкодженого чинника. Одним із способів зменшення міри пошкодження конвеєрних металоконструкцій, і отже, збільшення довговічності є управління режимами роботи стрічкового конвеєра, а саме, регулювання швидкості транспортування гірської маси по вантажопотоку, регулювання тягового зусилля приводу під час пуску.

Зниження швидкості транспортування веде до зменшення динамічної взаємодії шматка з роликоопорой без зміни гранулометричного складу, при цьому пропорційно зміні швидкості міняється міра пошкодження від кожної одиничної дії, так при зменшенні швидкості на 25% від номінальної коефіцієнт пропорційності рівний: К=0.56, на 50% К=0.44, на75% - К=0.25.

Алгоритми формування навантажень на опорні конструкції стрічкового конвеєра, розроблені для режимів транспортування, що викликають максимальні дії на став стаціонарних і пересувних конвеєрів.

Список літератури

1. **Болотин В.В.** Методы теории вероятностей и теории надежности в расчетах сооружений. М.: Стройиздат, 1991 - 351 с.

2. **Назаренко В.М., Ефименко Л.И**. Оценка усилий на став ленточного конвейера при регулировании скорости транспортирования. -Изв. вузов. - Горн.журн, 1985 - С.60 - 62.

3. Энергоемкость транспортирования ленточными конвейерами крупнокусковых грузов. **Н.С.Поляков, В.К.Смиров, В.Ф.Монастырский и др.**-М.,1987 -8 с.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 681.5

А.А. ЖОСАН, канд. техн. наук, доц., Є.С. КІРСАНЬ, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ МЕТОДІВ МОДЕЛЮВАННЯ ОБ'ЄКТІВ З РОЗПОДІЛЕНИМИ ПАРАМЕТРАМИ

Математичний опис теплових об'єктів з розподіленими параметрами є одним із важливих процесів, що покладені в основу моделювання та створення систем автоматичного керування процесами нагріву. У статті наведено основні прийоми математичного моделювання теплових об'єктів як об'єктів керування, їх недоліки та вказано напрямок покращання моделей.

© Жосан А. А. Кірсань Є.С., 2013

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Технічні системи керування звичайно є досить складними пристроями, динаміка яких описується різними функціональними рівняннями. У кожному конкретному випадку при використанні тих або інших математичних методів необхідно скласти математичну модель об'єкта. На практиці переважна більшість об'єктів - це об'єкти з розподіленими параметрами.

Аналіз досліджень та публікацій. На даний час існує досить велика кількість праць, у яких надані математичні моделі теплотехнологічних об'єктів з розподіленими параметрами. Моделювання теплотехнологічних об'єктів з розподіленими параметрами зумовлені масштабами їх використання, великим промисловим значенням, широким колом задач моделювання.

Постановка завдання Метою даної статті є огляд та аналіз основних існуючих методів одержання математичних моделей теплотехнологічних об'єктів з розподіленими параметрами як об'єктів керування.

Викладення матеріалу та результати. Незважаючи на велику кількість задач моделювання теплотехнологічних об'єктів з розподіленими параметрами (ТОРП), що розглядаються в роботах [1-4], їх можна умовно поділити на такі:

Задача моделювання одновимірного температурного розподілу, що виникає при нагріванні, варіюванні значень температурного поля для отримання необхідного розподілу. Прикладом цього класу задач, розглянутих у роботах [1,3,5] є моделювання розподілу температурного поля пластини шириною $2S$, що описується функцією $Q(x,t)$ у часі t ($0 \le t < T$) та за товщиною x ($-S \le x \le S$). У середині відрізка $[-S,S]$ при $t>0$ цей розподіл описується лінійним диференціальним рівнянням у частинних похідних іншого порядку

$$\frac{dQ}{dt} = a\frac{d^2Q}{dx^2} \tag{1}$$

де a - коефіцієнт температуропровідності.

Задача моделювання нагріву в загальному випадку, розглянута в роботах [2,6,7,8], коли тіло має кінцеві розміри у всіх трьох просторових вимірах. Якщо позначити деяку область тривимірного простору, тіло, що нагрівається, через D, а через G - поверхню, що обмежує D , то функція $Q(x,y,z,t)$ буде визначати розподіл температури в однорідному тілі D та описуватися рівнянням теплопровідності

$$\dot{Q} = \Delta Q, (x, y, z) \in D, \quad t > 0 \tag{2}$$

з початковою умовою $Q(x, y, z,0) = Q_0(x, y, z)$ (3)

де Δ - оператор Лапласа в прямокутній системі координат.

Прикладом цього класу задач є задача моделювання управляючих впливів вздовж деякого напрямку всередині області D . Наприклад, нагрів тіла D відбувається за допомогою тепла, яка виділяється електричним струмом, що проходити по провіднику всередині тіла D .

Задача моделювання заданого розподілу температурного поля, як зазначено в [1,5,9,10], фактично є задачею оптимізації функціонування теплотехнологічних ОРП. У цьому випадку математична модель враховує обмеження, пов'язані з технологічними особливостями функціонування теплових агрегатів (температура та розміри робочого простору, калорійність палива тощо)

$$Q(x,T) = Q^*(x), -S \le x \le S\ , \tag{4}$$

де T - деякий момент години; $Q^*(x)$ - завдань або бажаний розподіл температури.

У [2,3,4,11] залежно від виду математичного опису ТОРП розглядаються такі групи задач:

математична модель ТОРП задана лінійним рівнянням виду (1);

математична модель ТОРП задана нелінійним або неоднорідним рівнянням з коефіцієнтами, що залежати від просторових координат або години, виду

$$c\rho\frac{\partial Q}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x}\left[\lambda\frac{\partial Q}{\partial x}\right] \tag{5}$$

де c - теплоємність; ρ - щільність; λ - теплопровідність, які можуть бути задані функціями x,t,Q.

У [3,7,9] розглядаються задачі моделювання теплового розподілу, у яких основна увага приділена хіміко-фізичним властивостям матеріалу, що нагрівається. У цьому випадку до основного рівняння моделі, що описує тепловий розподіл, додається додаткове рівняння, яку описує

відповідний хімічний процес.

У [1,5,9] розглядаються задачі моделювання просторового переміщення оброблюваних виробів або нагріваючих агентів. Якщо позначити розподіл температур агента, що нагріває, через $Q_1(x,t)$, а розподіл температур агента, що нагрівається, – $Q_2(x, t)$, тоді рівняння, що описує зміну Q1(x, t) у вибраній системі координат, буде мати вигляд:

$$\frac{\partial Q_1(x,t)}{\partial t} + v_1(x)\frac{\partial Q_1(x,t)}{\partial t} + \alpha_1(x)Q_1(x,t) = f_1(x,t), \quad 0 < x < 1, \quad t > 0 \tag{6}$$

де $v_1(x)$ – швидкість рухові агента, що нагріває, у додатному напрямку x ; $\alpha_1(x)$ – коефіцієнт теплообміну агента, що нагріває, з зовнішнім середовищем; $fl(x,t)$ – загальний потік тепла, що надходити до агента, що нагріває.

В основу моделювання теплових об'єктів покладено дослідження різних процесів перенесення тепла, що описуються відомими рівняннями математичної фізики. Такий підхід передбачає отримання математичних моделей об'єктів, у вигляді диференціальних рівнянь у частинних похідних, методи розв'язання яких вибираються з урахуванням специфіки конкретних задач, технологічних обмежень, цілей дослідження. Оскільки на сьогодні розроблено велику кількість математичних моделей ТОРП, те розглянемо лише деякі з їх, які побудовані для теплотехнологічних об'єктів нового покоління.

Прикладом моделі такого ТОРП є математична модель теплопереносу в печі з випромінювальними стінами, представлена в роботі [12], що має такий вигляд:

$$C(T)\rho(T)\frac{\partial T(K,\tau)}{\partial \tau} = div[\lambda(T)gradT(K,\tau)], K \in G, \tau \in (0,\tau_\phi) \tag{7}$$

$$T(K,\tau=0) = T_0(K), \quad K \in (S+G) \tag{8}$$

$$C_k(T)M_k\frac{\partial T_k(\tau)}{\partial \tau} = \alpha_л f_k[T_k(\tau) - T_\Gamma(\tau)] - \frac{\Phi_k}{10^8}[T_k^4(\tau) - \sum_{i=1}^{m} b_{ki}T_i^4(K \in \Omega, t)] - a_1[T_k(\tau) - T_{oc}] + a_2 + [a_3 - a_4T_\Gamma(\tau)]V(\tau); \tag{9}$$

$$T_k(\tau=0) = T_{k0} \tag{10}$$

де G - область виробів; S – адіабатна межа області; Ω - теплосприймальна межа області; n - нормаль; C, λ і ρ - теплоємність, теплопровідність та щільність матеріалу виробів; α - коефіцієнт тепловіддачі; f - площа поверхні теплообміну; M - маса; Φ_i ,b_{ij} - оптикогеометричні коефіцієнти системи.

У результаті розв'язання математичної моделі (7)–(10) знаходиться функція управляючого впливу $V(\tau)$, що дає змогу більш економно витрачати теплову енергію при випалюванні кераміки. Проте, застосування цієї моделі на практиці є проблематичним через її складність та обмежене використання теплотехнологічних ОРП з випромінювальними стінами.

У роботі [13] розроблена математична модель температурно-часових режимів випалювання цегли в тунельних печах. Диференційне рівняння, що описує температурне поле, має вигляд

$$\frac{\partial \theta}{\partial F_0} = \Delta^2\theta \tag{11}$$

де $\theta = \frac{t - t_f}{t^1 - t_f}$ - безрозмірна температура; $t=t(x,y,z,\tau)$ – температурне поле зразка, град; t^1- початкова температура зразка, град; t_f – температура газового потоку, град; x,y,z – координати, м; $\Delta^2 = \frac{\partial^2}{\partial X^2} + \frac{\partial^2}{\partial Y^2} + \frac{\partial^2}{\partial Z^2}$ - оператор Лапласа в квадраті; F_o- критерій Фур'є.

Ці умови можуть бути визначені безпосередньо з експерименту або задані у вигляді закономірностей, отриманих на підставі узагальнення експериментальних даних.

У роботі [14] надано математичну модель нагріву злитків у методичній печі. Вихідна величина - температура металу , вхідна величина - температура печі . Аналіз даних дозволяє визначити сукупність параметрів, що роблять найбільший вплив на вид температурного профілю зони методичної печі, це: G_T - витрата палива; C_O - співвідношення паливо-повітря; Q_H- теплота згоряння опалювального газу; М - продуктивність печі. Таким чином, моделювання температу-

рного профілю печі зводиться до визначення функціональної залежності

$$T_{П}(y,\tau)=\Phi[G_T(\tau),C_o(\tau),Q_H(\tau),M(\tau),y] \quad (12)$$

де $T_{П}(y,\tau)$ - температурний профіль зони печі; *y*-координата по довжині зони печі; τ - час.

У роботі [15] надано математичний опис розподілу температури в об'ємі камери такого складного технологічного об'єкта як нагрівальна піч періодичної дії, зв'язано зі значними труднощами при обчисленнях. У зв'язку із цим воно було умовно розділене на дві частини: перша, заснована на інженерній методиці розрахунку, характеризує фізичні процеси, що відбуваються в печі, а друга, заснована на чисельних методах обчислень, дозволяє розрахувати розподіл температури в об'ємі камери.

Вихідними даними математичної моделі є: режими термообробки в камерній печі з вихідним подом (випалення, відпустка й загартування); розміри заготівель металу, що нагріває, (довжина, ширина й товщина); маса і якість металу; вид палива - природний газ із теплотою згоряння. Розрахунок розподілу температури виконували з використанням чисельного методу й відомої інженерної методики [16], що дозволила враховувати різні варіанти способів опалення й зміна аеродинамічних параметрів печі (розмірів і місця розташування в ній витяжних вікон).

Прогнозовану температуру *Tn* у точці із заданими координатами визначають із використанням дискретного рівняння, що відображає інтенсивність переносу теплоти через поверхню контрольного об'єму

$$T_A=\frac{a_{x3}\cdot T_{x3}+a_{x4}\cdot T_{x4}+a_{y3}\cdot T_{y3}+a_{y4}\cdot T_{y4}+a_{z3}\cdot T_{z3}+a_{z4}\cdot T_{z4}}{a_A} \quad (13)$$

де $a_{x3},a_{x4},a_{y3},a_{y4},a_{z3},a_{z4}$ - коефіцієнти провідності між А и сусідніми точками в трьохвимірному просторі (x,y,z); $T_{x3},T_{x4},T_{y3},T_{y4},T_{z3},T_{z4}$ - значення розрахованої температури печі між тими ж точками, С°; a_A - коефіцієнт точки завдання А, який представляє собою суму всіх сусідніх коефіцієнтів провідності

$$T_{Г}=100\cdot\sqrt{\frac{\left(\frac{T_M+273}{100}\right)^4+\left[\left(\frac{T_{КЛ}+273}{100}\right)^4-\left(\frac{T_M+273}{100}\right)^4\right]}{\left[1+\varphi_{кл.м}\frac{\varepsilon_м}{\varepsilon_г}\cdot\frac{\varepsilon_M\cdot(1-\varepsilon_г)}{1+\varphi_{кл.м}\cdot(1-\varepsilon_г)(1-\varepsilon_м)}\right]^{-1}}}-273 \quad (14)$$

$$T_{КЛ}=100\cdot\sqrt{\frac{\left(\frac{T_M+273}{100}\right)^4+\left[\left(\frac{T_г+273}{100}\right)^4-\left(\frac{T_M+273}{100}\right)^4\right]}{\left[1+\varphi_{кл.м}\frac{\varepsilon_м}{\varepsilon_г}\cdot\frac{\varepsilon_M\cdot(1-\varepsilon_г)}{1+\varphi_{кл.м}\cdot(1-\varepsilon_г)(1-\varepsilon_м)}\right]^{-1}}}-273 \quad (15)$$

де T_M - температура металу, °С; $T_{кл}$- температура кладки печі, °С; $\varphi_{кл.м}$ - кутовий коефіцієнт випромінення кладки на метал; $\varepsilon_M,\varepsilon_г$ - ступінь чорноти металу та продуктів згорання відповідно.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Математична модель, орієнтована на використання для розробки й настроювання керування нагріванням, повинна враховувати: нагрівання партій заготівель металу, причому кожна із заготівель повинна при необхідності розглядатися як масивне тіло в теплотехнічному змісті; окислювання поверхні металу; витрата палива по зонах у стаціонарних режимах печі.

Якщо розглядати просторово-багатомірні об'єкти зі складною формою границі області зміни просторових координат, а також ураховувати принципово нелінійні ефекти, одержати аналітичне рішення рівняння об'єкта важко. Даний аспект привів до широкого поширення на практиці наближених моделей об'єктів з розподіленими параметрами спрощеного виду, що описують їхнє поводження з необхідною точністю. В інженерній практиці одержали широке поширення різницеві методи наближеного опису об'єктів з розподіленими параметрами, що використають різні способи просторового, тимчасового або просторово-тимчасового квантування в області зміни аргументів входу й виходу розглянутого розподіленого блоку.

Врахування зміни параметрів матеріалу, що нагрівається у печі, та його конфігурацію, що змінюється під час обробки та для різних партій матеріалу практично неможливо з достатньою точністю.

Вказані зміни параметрів матеріалу та печі впливають на значення температури у різних точках простору печі. Враховуючи теорему Такенса [17] про реконструкцію динамічних систем у тому числі атракторів, достатньо використати вхідні та вихідні дані об'єкта керування на деякому часовому відрізку, можна у деяких випадках обійтися без фізичних рівнянь процесу та визначення граничних умов, пов'язаних з конфігурацією матеріалу, розміщеного у печі.

Розглянуті у роботі методи та моделі об'єктів з розподіленими параметрами характеризуються тим, що потребують визначення коефіцієнтів моделей та їх рівнянь, які залежать від вдалого підбору коефіцієнтів.

У подальшому планується використання дуального підходу, засновником якого є Фельдбаум О.А. Раніше у роботі [18] запропоновано приклад реалізації концепції дуального керування за допомогою алгоритму обробки даних, минаючи етап визначення коефіцієнтів моделі.

Список літератури

1. **Булавацький В. М.** Некласичні математичні моделі процесів тепло- та масопереносу / В. М. Булавацький, Ю. Г. Кривонос, В. В. Скопецький. – К. : Наукова думка, 2005. – 284 с.

2. **Бутковский А. Г**. Характеристика систем с распределенными параметрами / А. Г. Бутковский. – М. : Наука, 1979. – 224 с.

3. **Грубов В. И.** Математическое моделирование непрерывных технологических процессов / В. И. Грубов. – К. : Изд-во Киев. ун-та,1971. – 174 с.

4. **Лисиенко В. Г**. Моделирование объектов с распределенными параметрами на примере трехуровневых АСУ нагревом материала : учеб. пособие для вузов / В. Г. Лисиенко, З. Г. Салихов, О. А. Гусев. – Екатеринбург : Урал. гос. техн. ун-т–УПИ, 2004. – 254 с.

5. **Лемешко Б. Ю.** Сравнительный анализ критериев проверки отклонения распределения от нормального закона / Б. Ю. Лемешко, С. Б. Лемешко // Метрология. – 2005. – № 2. – С. 3–23.

6. **Бондарь А. Г**. Математическое моделирование в химической технологи / А. Г. Бондарь. – К. : Вища школа, 1973. – 280 с.

7. **Демиденко Н. Д.** Моделирование и оптимизация систем с распределенными параметрами / Н. Д . Демиденко, В. И. Потапов, Ю. И. Шокин. – Новосибирск : Наука, 2006. – 551 с.

8. **Иваненко В. И.** Вариационные методы в задачах управления для систем с распределенными параметрами / В. И. Иваненко, В. С. Мельник. – К : Наук. думка, 1988. – 288 с.

9. **Голінко І. М.**, Моделювання динамічного режиму підзони випалювання / І. М. Голінко, Ю. О. Остапенко // Автоматизація виробничих процесів. – 1999. – № 1/2. – С. 40–44.

10. **Иваненко В. И.** Вариационные методы в задачах управления для систем с распределенными параметрами / В. И. Иваненко, В. С. Мельник. – К : Наук. думка, 1988. – 288 с.

11. **Лук'яненко С. О.** Адаптивний метод розв'язування двовимірних рівнянь теплопровідності / С.О. Лук'яненко // Збірник наукових праць Інституту проблем моделювання в енергетиці НАН України. – К. : 2003. – Вип. 21. – С. 126–135.

12. **Карауш С. А.** Управление тепловыми режимами обжига в печах с излучающими стенами / С. А. Карауш, Е. Г. Боберь // Стекло и керамика. – 1998. – № 11. – С. 20–22.

13. **Шлегель И. Ф.** Скоростной обжиг кирпича – миф или реальность? / И. Ф. Шлегель // Строительные материалы. – 2004. –№ 4. – С. 23–26.

14. **Федюн Р.В., Федотов Е.С.** Математична модель процесу нагрівання заготівель в методичній нагрівальній печі. Донецький національний технічний університет, м. Донецьк, кафедра автоматики й телекомунікацій, 2010.

15**. Качан Ю. Г., Степкин В. В., Спекторова Ю. Б.** Аналіз адекватності математичної моделі камерної печі з вихідним подом // Енергетика : економіка, технології, екологія. -2011.

16. **Качан Ю. Г.** Математична модель камерної нагрівальної печі / Ю. Г. Качан, В. В. Степкин, Ю. Б. Спекторова // Енергетика : економіка, технології, екологія. - 2011. - № 4. - С. 54-61.

17. http://uk.wikipedia.org/wiki/Теорема_Такенса

18. **Жосан А.А**. Разработка алгоритмов дуального управления центробежным дезинтегратором руд / Жосан А.А. // Дис. канд. техн. наук: 05.13.07 / Криворожский технический ун-т. - Кривой Рог, 1998. - 127л. - Бібліогр.: л. 104-110.

Рукопис подано до редакції 22.02.13

УДК 621.92

А.А. ЖОСАН, канд. техн. наук, доц., С.І. ЛІПАНЧИКОВ, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОГЛЯД ТА АНАЛІЗ СПОСОБІВ МАТЕМАТИЧНОГО ОПИСУ ДЕЗІНТЕГРАЦІЙНОГО ОБЛАДНАННЯ ЯК ОБ'ЄКТІВ КЕРУВАННЯ

У статті дано короткий огляд найбільш поширених до цього часу на практиці прийомів математичного моделювання дробарного обладнання як об'єкта керування, вказано на їх основні недоліки та намічено підходи до їх подолання.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. На дроблення та подрібнення матеріалу витрачається більшість загального споживання енергії на виробництвах металургійного та будівельного комплексу. У зв'язку з цим виникає необхідність розробки якомога більш адекватного математичного апарату опису дезінтеграційного обладнання як об'єкту керування для створення можливості оптимального керування ним.

Аналіз досліджень та публікацій. На теперішній час існує чимало праць, присвячених математичному опису дробарного обладнання як об'єкта керування. У [1] дробильний агрегат як об'єкт керування описано аперіодичною ланкою із запізненням. У [2] розглянуто передавальні функції дробильних агрегатів за декількома каналами. У [3], [4] приведено математичний опис дробарного обладнання на основі рівнянь балансу.

Постановка завдання. Метою даної статті є огляд та аналіз основних існуючих методів одержання математичної моделі дезінтеграційного обладнання як об'єкту керування.

Викладення матеріалу та результати. В [1] визначено деякий критерій ефективності процесу дроблення E для конусної дробарки

$$E = k_0 Q_{вих} \sum_{i=1}^{n} k_i Y_i \to \max ,$$

де k_o- коефіцієнт пропорційності; Y_i - відносний вихід контрольованих фракцій матеріалу, що дробиться; k_i - коефіцієнт попиту на фракції в процесі подрібнення; n - кількість контрольованих фракцій. У процесі дроблення коефіцієнт k_i має реальний економічний сенс собівартості на продукцію товарних фракцій. Отже, керування процесом дроблення формулюється як задача отримання дробленого матеріалу певної якості, що характеризується критерієм ефективності E. Цей критерій часто застосовують для опису стратегії керування.

У [2] приводяться математичні моделі щокової дробарки за певними каналами у вигляді передавальних функцій.

У табл.1 наведено математичні моделі, що є характерними для багатьох робіт і занадто спрощені, адже дробарка є складним нелінійним динамічним об'єктом, на вхід якого поступають сигнали, які постійно змінюються. Окрім цього, на цей об'єкт керування діє велика кількість збурюючих впливів, що в цьому випадку важко врахувати.

Таблиця 1

Математичні моделі дробарок

Найменування вхідних та вихідних змінних	Посилання	Передавальна функція	Коефіцієнти
Середній розмір шматка матеріалу – розмір розвантажувальної щілини	[1]	$W(p) = \frac{e^{-\tau p}}{T+1}$	$T = 0{,}25\gamma D_к^{\,2} \frac{m}{k_1}$ $k_1 = \frac{\Delta Q_{вих}}{\Delta d_{сер}}$

© Жосан А.А. Ліпанчиков С.І., 2013

Найменування вхідних та вихідних змінних	Посилання	Передавальна функція	Коефіцієнти
Крупність, міцність вхідного матеріалу, кількість качань рухомої щоки – продуктивність дробарки	[2]	$W_Q(p)=(k_{\sigma Q}+k_{DQ})e^{-pT(t)}+$ $+k_{nQ}$	$k_{DQ}=-A_Q k_{Q_0}(\frac{tg\alpha}{(c+0.5S)S}-$ $-0.01n_0\sqrt{\frac{tg\alpha}{(c+0.5S)SD}})$ $k_{\sigma Q}=A_Q n_0;$ $k_{nQ}=A_Q k_{Q_0}(\frac{D_0 tg\alpha}{c+0.5S}-0.0008n^2{}_0)$ $A_Q=\frac{408L(c+0.5S-h)}{\left[\frac{D_0 tg\alpha}{(c+0.5S)S}+ +0.02n_0\sqrt{\frac{D_0 tg\alpha}{(c+0.5S)S}+0.0008n^2{}_0}\right]}$
Кількість качань рухомої щоки, міцність матеріалу – потужність, споживана дробаркою	[2]	$W_N(p)=\frac{k_{\sigma N}}{T(t)p}*(1-e^{-pT(t)})+$ $+k_{nN}$	$k_{\sigma N}=0.03\frac{Q_д S\sqrt{n_0}}{c*tg\alpha}$ $k_{nN}=\frac{0.015Q_д S k_{N_0}}{c*tg\alpha\sqrt{n_0}}+1.15F^{0.8}S^{0.84}$
Міцність матеріалу, що дроблять, кількість качань рухомої щоки – крупність продукту дроблення	[2]	$W_d(p)=p_{\sigma d}e^{-pT(t)}+k_{nd}$	$k_{\sigma d}=\frac{c}{0.55\sqrt{n_0(S+0.3h)}}$ $k_{nd}=\frac{0.91ck_{d_0}}{n_0\sqrt{n_0(S+0.3h)}}$

Змінні, використані в табл. 1: $D_к$ - діаметр нижньої основи конуса, що дробить; m - число качань конуса, необхідних для повного звільнення камери дроблення; k_1 - коефіцієнт чутливості за каналом $Q_{вих}$ - $d_{сер}$. Коефіцієнти k визначаються емпірично на основі даних про дроблення матеріалу в дробарці.

$T(t)=\frac{V(t)\gamma_o(t)3600}{Q_o(t)}$ - час робочої зміни. Тут $V(t)$ - об'єм матеріалу в просторі, що дробить (м^3), $\gamma_0(t)$ – об'ємна вага матеріалу, т/м^3; α - кут нахилу рухомої щоки дробарки до вертикальної площини, градус; L - довжина розвантажувальної щілини, м; c - розмір розвантажувальної щілини, м; S - хід рухомої щоки, м; h - глибина карбування футеровки, м; n - кількість качань рухомої щоки в хвилину; D - середньозважений діаметр вхідного матеріалу дроблення, м; F - площа нерухомої щоки, м^2.

Кількість технологічних, конструктивних та збурюючих факторів, що повинні бути враховані при одержанні моделі об'єкта керування, досить велика. Нижче наведено список параметрів, що розглядаються найчастіше.

Вхідні параметри:

частота качань щоки (для щокової дробарки) або частота обертання конусу (для конусної дробарки) $n_{др}$ (кількість качань/хв);

продуктивність рудного живлення $Q_{вх}$ (т/ч);

положення органу, що регулює розмір вихідної щілини дробарки $S_{щ}$ (мм) або аналогічних випускних пристроїв;

гранулометричний склад вхідного матеріалу $d_{вх}$;

міцність матеріалу σ;

розмір розвантажувальної щілини h.

Серед наведених, регулюючими впливами вважають $Q_{вх}$ та h, інші вхідні параметри - збурюючі.

До збурюючих параметрів також відносять:

вміст контрольованого класу крупності в руді, що поступає на вхід $a_г$ (%);

фізичні властивості руди: тріщинуватість, твердість, розколюваність σ;

вологість руди W (%);

наявність глинистих включень $Г$, та ін;

перешкоди $F(t)$ (старіння обладнання, зношення футерувальних плит, зношення розвантажувальної щілини дробарки та ін).

Найбільш ефективним керуючим впливом процесу дроблення є величина розвантажувальної щілини.

До вихідних показників відносять:

продуктивність дробарки за дробленим продуктом Q_{∂} (т/ч);

вміст контрольного класу крупності в продукті дроблення $a_{\partial.\partial.}$ (%);

споживана електродвигуном приводу дробарки активна потужність P (кВт);

рівень руди в робочій зоні дробарки h (мм).

Підхід до математичного опису, запропонований в [2] (табл. 1), має недоліки, аналогічні тим, що надані [1] (табл. 1). Увагу авторів звернула на себе робота [3], в якій представлено опис дробарки разом з обладнанням, що безпосередньо пов'язане з нею за технологічною лінією. Зазначено, що в математичному описі доцільно враховувати фактори, що впливають на процес зменшення розміру частинок та потік матеріалу через камеру дроблення. Ця модель основана на рівняннях масового балансу

$$p=[I-C][I-CB]^{-1}f\,,$$

де p, f - вектори, відповідно, швидкості потоку матеріалу на вході і продукту дроблення за фракціями кожного класу крупності; B - нижньотрикутна матриця розламування; C - діагональна матриця класифікації, що дає співвідношення частинок на вході в зону дроблення.

Матрицю B можна умовно розбити на два доданки так

$$B=\alpha B_1+(1-\alpha)B_2$$

Матриці B_1, B_2 пов'язані відповідно з дробленням першої стадії та з виробництвом дрібних частинок. Показник α необхідно обчислювати емпірично як функцію операційних змінних

$$\alpha=\alpha_0+\alpha_1 T+\alpha_2 S+\frac{a_3}{G},$$

де T - інтенсивність живлення; S - відсотковий вміст фракції більше за певний розмір (в дюймах) в живленні дробарки; G - установлена величина закритого стану розвантажувальної щілини дробарки.

Перевагою моделі на основі матеріального балансу є той факт, що вони дають можливість враховувати велику кількість факторів, що впливають на процес дроблення. Ці фактори представлені у матричному вигляді. Кількість факторів визначає розмірність матричної моделі.

В [4] наведено модель процесу подрібнення на основі кількісного балансу частинок.

$$\frac{df_i(t)}{dt}=-S_i f_i(t)+\sum_{j\geq 1}^{i-1} b_{ij}s_j f_j(t),(i-1,2,..n)\,,$$

де f_i - фракція маси кожного окремого i-го класу крупності; S_i - функція селекції або коефіцієнт дроблення матеріалу i-го класу крупності; b_{ij} - функція розподілення розламування класу крупності. Вираз вище можна трансформувати в наступне матричне диференційне рівняння

$$\frac{df(t)}{dt}=-(I-B)Sf(t)\,,$$

де $f(t)$ - це матриця розподілення розміру продукту; I - одинична матриця порядку n; B - матриця розподілення розламування; S - матриця селекції.

Цей спосіб складання моделі об'єкту керування має ті ж переваги, що спосіб, представлений в [3].

Висновки та напрямок подальших досліджень. Незважаючи на оригінальність деяких з методів одержання моделей дробарного обладнання, їх об'єднує загальний недолік:

лінеаризація моделей відносно деякого стану процесу та перенос одержаної моделі на його інші робочі стани, тобто прийняття лінійної моделі в якості глобальної моделі у часі та у просторі станів, і, як наслідок, практична відсутність методик визначення коефіцієнтів моделі відповідно різних станів процесу;

фактично, центральною проблемою одержання моделі об'єкта є одержання постійних коефіцієнтів або їх налаштувань в локальній області протікання процесу, однак, враховуючи нелінійність процесів та випадковість змін їх параметрів (постійні часу залежать від властивостей матеріалу на вході в камеру дроблення, зношеності броні камери дроблення тощо), в іншій об-

ласті функціонування модель, отримана раніше, строго кажучи, не є дійсною;

якість моделей залежить від вдалого вибору виду прийнятої передавальної функції, що є неоднозначною задачею;

окрім перерахованих, існують інші види дробарок (роторні, шнекові, валкові, молоткові та ін.). Для них теж застосовують підходи до складання математичних моделей, основані на складанні передавальних функцій, із вказаними недоліками.

У подальшому планується використання дуального підходу, засновником якого є Фельдбаум О.А. В [5] була зроблена одна з таких спроб. Основна концепція роботи полягає у відмові від таких понять, як диференційне рівняння, передавальна функція, коефіцієнти рівняння об'єкта керування. У якості моделі об'єкта керування пропонується використання потоку даних, що, власне, і є основою для моделі будь-якого виду.

Список літератури

1. **Марюта А.Н**. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик: Учеб.для вузов / **А. Н. Марюта, Ю. Г. Качан, В. А. Бунько**. – М.: Недра, 1983 . – 277 с.

2. **Виноградов В.С**. Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях / **В.С. Виноградов**. – М.: Недра, 1984, 165с.

3. **D. Sbarbaro** Control of crushing circuits with variable speed drives / **D. Sbarbaro** // IFAC. – 2005.

4. LI Xia Computer Simulation of Batch Grinding Process Based on Simulink 5.0 / LI Xia, YANG Ying-jie, DENG Hui-yong□HUANG Guang yao // J. China Univ. of mining & Tech. (English Edition). – 2005.

5**. Жосан А.А.** Концепція моделі динамічного об'єкта керування як потоку вхідних і вихідних даних. Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць, випуск 22, Кривий Ріг, 2008 (жовтень), стор. 154-157.

Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 681.011.56

В.О. КОНДРАТЕЦЬ, О.М. СЕРБУЛ, кандидати техн. наук,
Кіровоградський національний технічний університет

ОБҐРУНТУВАННЯ СИСТЕМИ КОМП'ЮТЕРНОЇ ІДЕНТИФІКАЦІЇ ТА РЕГУЛЮВАННЯ РОЗРІДЖЕННЯ ПУЛЬПИ У КУЛЬОВИХ МЛИНАХ З ЦИРКУЛЮЮЧИМ НАВАНТАЖЕННЯМ

Запропоновано систему комп'ютерної ідентифікації розрідження пульпи та цифрової релейної стабілізації співвідношення руда/вода у кульовому млині з циркулюючим навантаженням.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. За нинішніх умов все більша частка металургійної сировини формується шляхом збагачення бідних залізних руд, де на подрібнення витрачається біля 50 % сумарних витрат, які значні за величиною. В Україні найбільш широке розповсюдження отримали технологічні схеми першої стадії подрібнення у кульових млинах з циркулюючим навантаженням. Відсутність технічних засобів ідентифікації і керування розрідженням пульпи у таких кульових млинах гальмує виконання Державної науково-технічної програми"Ресурсозберігаючі технології нового покоління в гірничо-металургійному комплексі" та вимагає розробки теми "Комп'ютерно інтегрована система автоматичного регулювання співвідношення руда/вода в кульових млинах з циркулюючим навантаженням" (0106U000981), яка є складовою плану наукової тематики Кіровоградського національного технічного університету і присвячена розв'язанню даної задачі. Оскільки запропонована система комп'ютерної ідентифікації та регулювання розрідження пульпи спрямована на розв'язання даної задачі, тема статті є актуальною.

Аналіз досліджень та публікацій. Системи автоматичної стабілізації співвідношення руда/вода у млинах з циркулюючим навантаженням можливо поділити на три основні групи: стабілізації густини пульпи у потоці розвантаження млина; формування співвідношення руда/вода у барабані млина; формування параметра на вході млина. Їх у різні часи розробляли Сіталo В.М., Дмітрієв В.І., Андрєєв Є.Є., Марюта О.М., Матюхін В.П., Кондратець В.О., Гуленко Т.І., Архангельська І.М., Гогсадзе В.Б., Морозов Є.Ф., Кононенко Г.Г., Маніон В.В., Савілов А.П., Саганенко А.А. та інші. Найбільш перспективними виявилися системи автоматичної стабілізації співвідношення руда/вода на вході у кульовий млин. Серед них можливо виділити

© Кондратець В.О. , Сербул О.М. , 2013

чотири типи: системи з перериванням подачі руди в млин з наступним визначенням запасу матеріалу в ньому; системи, що враховують циркулююче навантаження; системи з врахуванням масової витрати пульпи та вологовмісту в пісках; системи з врахуванням масової витрати пульпи у пісковому жолобі, її густини та густини твердої фази. Усі вони мають двоконтурну структуру - регулювання по піскам та по вихідній руді, яка збільшує відносну похибку стабілізації параметра в разів. Усі запропоновані системи реалізовані на рівні авторських свідоцтв, більш глибока розробка не проводилась. Вони містять різні пристрої, які реально здійснити не можливо. Тому вони не знайшли використання на практиці. Завдання автоматичної стабілізації співвідношення руда/вода доцільно розв'язувати на вході у кульовий млин, орієнтуючись на вологовміст пісків, вимірювання об'ємної витрати пульпи у пісковому жолобі класифікатора, реалізацію одноконтурного регулювання технологічного параметра та застосування інформаційних технологій. Однак таку задачу ніхто не розв'язував.

Постановка завдання. Метою даної роботи є обґрунтування системи комп'ютерної ідентифікації та регулювання розрідження пульпи у млинах з циркулюючим навантаженням на базі вологовмісту пісків, об'ємної витрати пульпи у пісковому жолобі класифікатора, одноконтурного регулювання та інформаційних технологій.

Викладення матеріалу та результати. Тривалими експериментальними дослідженнями у промислових умовах встановлено, що піски класифікатора певного родовища містять незмінну кількість вологи. У експериментах вона склала 12 % [1], що дозволяє об'ємну витрату води у пісках виразити залежністю $Q_{вп} = K_п \cdot Q_{цн} / \delta_в$, де $K_п$ - коефіцієнт, що визначає вміст вологи в пісках класифікатора; $Q_{цн}$ - циркулююче навантаження; $_в$ - густина води. З урахуванням цього співвідношення руда/вода на вході у кульовий млин буде дорівнювати

$$K_{р/в} = \frac{A \cdot (Q_п - Q_{вж}) + Q_р}{Q_{вм} + Q_{вжм} + K_п [A \cdot (Q_п - Q_{вж})]}, \quad (1)$$

де $Q_п$, $Q_{вж}$ - відповідно об'ємна витрата пульпи в пісковому жолобі і води, що додається в пісковий жолоб; $Q_р$, $Q_{вм}$, $Q_{вжм}$ – відповідно масова витрата руди і води у кульовий млин, води у пісковий жолоб класифікатора; $A = _р/(1+K_п(_р/_в))$, де $_р$ - густина руди.

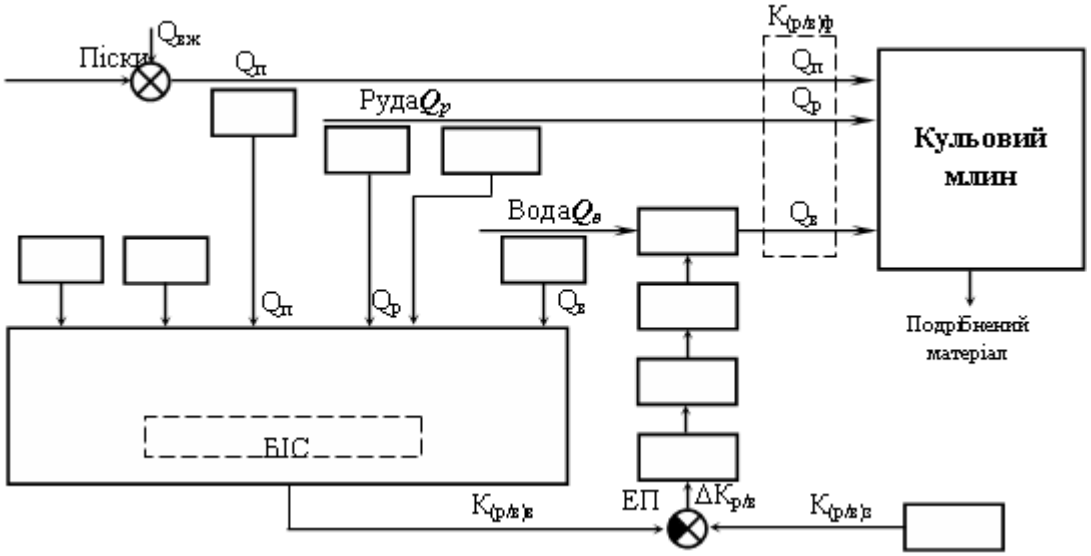


Рис. 1. Функціональна схема системи автоматичного регулювання співвідношення руда/вода на вході кульового млина: *ЗГР*, *ЗВП* - відповідно задавачі густини руди і вологи пісків; *ВП*, *ВВ* - відповідно витратоміри пульпи та води; *ППН*, *ПШС* - відповідно перетворювачі погонного навантаження та швидкості конвеєрної стрічки; *БІС*- блок ідентифікації співвідношення руда/вода; *ЗС* - задавач співвідношення; *ЕП* - елемент порівняння; *АР* - автоматичний регулятор; *ВМ* - виконавчий механізм; *ПМ* – перетворювальний механізм; *РО* - регулювальний орган

Знайдене значення $K_{р/в}(1)$ дозволяє організувати автоматичне керування співвідношенням руда/вода на вході у кульовий млин за одним параметром на відміну від двох параметрів – по руді і піскам у відомих підходах, що дозволяє підвищити точність стабілізації, зменшити результуючу похибку у 1,41 рази. Однак для досягнення високих показників автоматичного регулювання необхідно забезпечити ідентифікацію $K_{р/в}(1)$ по можливості з порівняно малою відносною похибкою. Функціональна схема системи автоматичного регулювання співвідношення

руда/вода на вході кульового млина буде мати вигляд, зображений на рис. 1.

Блок ідентифікації БІС за константами і поточними значеннями технологічних параметрів визначає $K_{(р/в)в}$. При відхиленні визначеного співвідношення $K_{(р/в)в}$ від заданого $K_{(р/в)з}$задавачем*ЗС* на виході елемента порівняння формується керуюче діяння $K_{р/в}$, яке приводить в дію всі наступні елементи автоматичного регулятора (рис. 1). У процесі зміни положення регулювального органу витрата води в магістралі її подачі у кульовий млин приймає значення, які приводять у відповідність $K_{(р/в)в}$ до заданого значення і, як наслідок, і фактичне значення співвідношення руда/вода $K_{(р/в)ф}$ на вході технологічного агрегату.

У формулі (1) A являє собою константу, яка залежить від сталих $K_п$і$_в$ та сталої $_р$, що може змінюватись, але в основному вона може бути відомою, або визначеною величиною. Тому на рис. 1 ці величини вводяться у *БІС*задавачами. Витрату води у пісковий жолоб класифікатора можливо змінювати у функції витрати пісків, однак це ускладнює систему автоматичного регулювання. Аналіз показав, що результати будуть кращими, коли витрату води у пісковий жолоб за величиною обґрунтувати і стабілізувати. Запропонований пристрій стабілізації витрати води в пісковий жолоб [2] забезпечує похибку близько ± 1 %. Тому витрату $Q_{вж}$= *const* можливо врахувати безпосередньо у блоці ідентифікації *БІС*(рис. 1). Останні параметри – витрату пульпи у пісковому жолобі, витрату руди у кульовий млин та витрату води у кульовий млин необхідно вимірювати. Витрату води у кульовий млин доцільно вимірювати безконтактним індукційним витратоміром, який має відносну похибку, що не перевищує ± 1 %. Вимірювання витрати руди у кульовий млин і пульпи у пісковому жолобі є більш проблематичним, зважаючи на те, що тут більш складно забезпечити високу точність. Високу надійність і працездатність в умовах вимірювання об'ємної витрати пульпи підтвердили пасивні скануючі пристрої, однак їх похибка складає ± 5,0 %. Значні похибки можуть виникати і при вимірюванні масової витрати руди у кульовий млин конвеєрними вагами.

Отриманий алгоритм визначення $K_{р/в}$ (1) показує, що похибка у вимірюванні витрати руди $Q_р$ прямо впливає на значення співвідношення руда/вода. Підвищити точність ідентифікації $K_{р/в}$ можливо лише зменшенням похибки вимірювання витрати руди у кульовий млин. Залежність (1) містить об'ємну витрату пульпи у пісковому жолобі у чисельнику і знаменнику. Якщо визначене $Q_п$ у дану мить має додатну похибку, то результуюче його значення збільшиться. При цьому зростає як чисельник, так і знаменник. Тому залежність (1) володіє властивістю компенсації абсолютного значення похибки вимірювання об'ємної витрати пульпи у пісковому жолобі класифікатора, що допускає використання менш точних пристроїв для даної цілі. Алгоритм (1) володіє ще однією властивістю, що полягає у можливості мінімізації похибки $K_{р/в}$шляхом зменшення похибок вимірювання технологічних параметрів. Оптимізація точнісних характеристик залежності (1) показала, що при відносних похибках ± 1,0 % вимірювання витрати руди і води у кульовий млин та такій же відносній похибці подачі води у пісковий жолоб класифікатора вона забезпечує визначення співвідношення руда/вода з помилкою, що не перевищує ±1,74 % навіть за умов відносної похибки вимірювання витрати пульпи ± 5,0 % у будь-яких режимах роботи. Певні відхилення густини руди, вмісту вологи у пісках класифікатора не викликають похибки визначення $K_{р/в}$. Точність отримання $K_{р/в}$можливо значно підвищити, зменшивши похибку вимірювання витрати пульпи в пісковому жолобі класифікатора до ± 3,0 %. Похибка визначення $K_{р/в}$ у даному випадку складе не більше ±1,2 %. Отже, для забезпечення високої точності ідентифікації співвідношення руда/вода на вході у кульовий млин необхідно гарантовано витримати похибку вимірювання витрати руди на рівні ± ,0 %, а похибку вимірювання витрати пульпи знизити якомога більше від позначки ±5,0 %.

Розроблені теоретичні основи пасивних сканерів потоку у Кіровоградському національному технічному університеті дозволили дати відповідь на безприладне забезпечення лінійності статичних характеристик, кількість каналів сканування і порядок їх розміщення по ширині контрольованого матеріалу. Пристрій [3] забезпечує вимірювання витрати пульпи з похибкою не вище ± 3,5 %. Зменшити похибку вимірювання можливо пригніченням пульсацій, що здійснюється цифровим фільтруванням сигналу витратоміра пульпи.

Масова витрата руди у кульовий млин контролюється конвеєрними вагами. Найбільш удосконаленими є ваги ЕТВ-2, похибка яких складає ± 1,0 %, однак досвід експлуатації показує, що на точність вимірювання впливають різні додаткові фактори. Основним з них є степінь нерівномірності розташування матеріалу на конвеєрній стрічці, яка за умов збагачувальної фаб-

рики є значною. Крім того, наявність сталих часу у елементах вагів приводить до невідповідності між електричними сигналами та фактичними параметрами при зміні поточного навантаження на конвеєрній стрічці та її швидкості, що викликає значні похибки у перехідних процесах. Дані вади конвеєрних вагів усунуті безінерційним вимірюванням навантаження на конвеєрній стрічці окремим каналом з наступним цифровим фільтруванням сигналу та високоточним імпульсним вимірюванням швидкості руху стрічки з такою ж обробкою сигналу. Витрата руди у кульовий млин визначалася відповідно алгоритмічній схемі, приведеній на рис. 2.

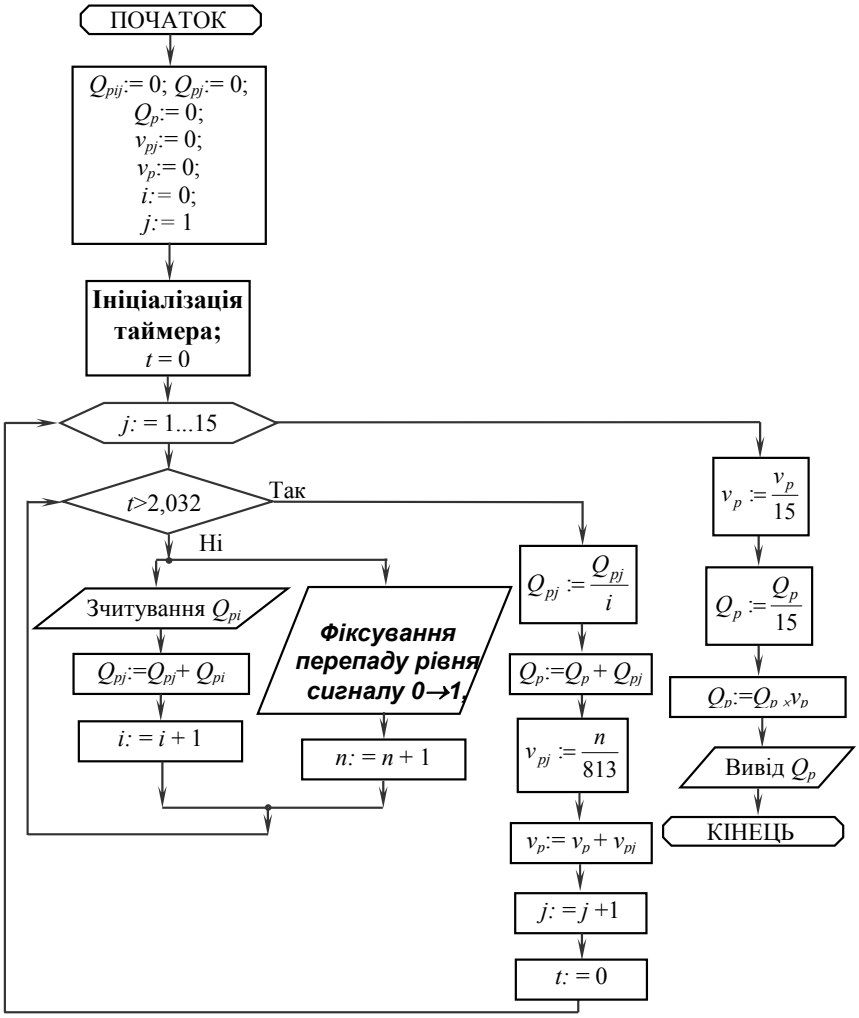


Рис. 2. Алгоритмічна схема визначення витрати руди в кульовий млин

Таке визначення витрати руди у кульовий млин гарантує похибку, що не виходить за межі ±1,0 %. Отже, зважаючи на реалізовані заходи похибка ідентифікації співвідношення руда/вода на вході кульового млина гарантовано не виходить за межі ±2,0 %. Алгоритмічна схема визначення співвідношення руда/вода на виході блока ідентифікації приведена на рис. 3.

Враховуючи цифрове фільтрування сигналів, у процесі роботи $K_{(p/в)в}$буде зазнавати східчастих змін. Компенсацію таких впливів доцільно здійснювати безінерційним автоматичним регулятором. Тому для цілей регулювання співвідношення руда/вода на вході кульового млина найкраще підходить релейний цифровий регулятор. Алгоритмічна схема цифрового автоматичного регулятора показана на рис. 4.

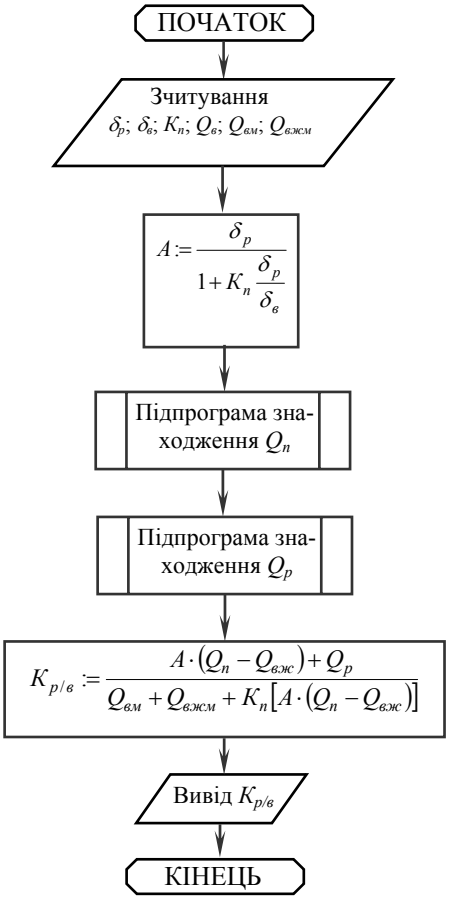


Рис. 3 Алгоритмічна схема визначення співвідношення руда/вода $K_{(р/в)в}$на виході БІС

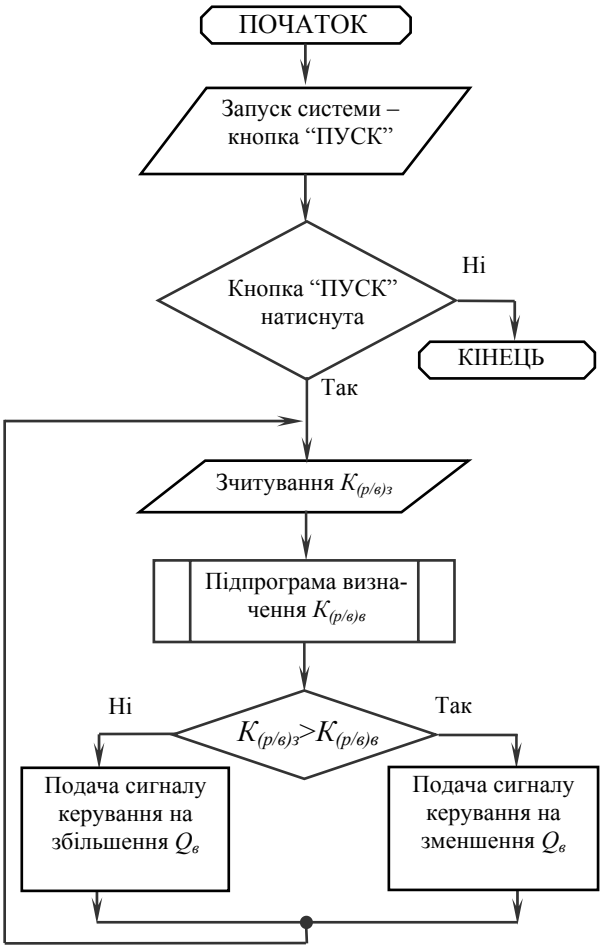


Рис. 4 Алгоритмічна схема цифрового автоматичного регулятора

Він може працювати разом з безконтактним реверсивним пускачем, наприклад ПБР-2, створюючи ідеальний релейний елемент, що спрацьовує і відпускає практично при одному і тому ж сигналі на вході. Порогове значення може бути виставлене з високою точністю. При досягненні порогового значення $\pm K_{(р/в)п}$ релейний елемент спрацьовує і на виході формується сигнал U = 220 В прямої або оберненої фази.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, обґрунтована система комп'ютерної ідентифікації та регулювання розрідження пульпи у кульових млинах з циркулюючим навантаженням. Запропонований алгоритм дозволяє з похибкою до ±2,0 % ідентифікувати співвідношення руда/вода на вході кульового млина. Для цього необхідно удосконалити конвеєрні ваги, розділивши канали вимірювання погонного навантаження та швидкості руху стрічки, застосувавши цифрове фільтрування сигналів з наступним визначенням витрати руди у кульовий млин, та використати багатоканальний пасивний сканер потоку пульпи з цифровим фільтруванням його сигналу. Для стабілізації співвідношення руда/вода доцільно використати цифровий автоматичний регулятор релейного типу. Використання регулювання одного технологічного параметра та здійснення розглянутих заходів гарантовано забезпечить стабілізацію заданого значення співвідношення руда/вода на вході кульового млина з похибкою, яка не перевищує ± 3,0 %, що вимагають такі технологічні процеси.

Проведені дослідження відкривають перспективу розробки систем комп'ютерної ідентифікації та регулювання розрідження пульпи у кульових млинах з циркулюючим навантаженням для різних технологічних умов.

Список літератури

1. **Кондратець В.О.** Дослідження вмісту вологи в пісках спірального механічного класифікатора з метою автоматичного керування технологічним процесом / **В.О. Кондратець, Р.П. Ткаченко, О.М. Сербул** // Техніка в сільсь-

когосподарському виробництві, галузеве машинобудування, автоматизація: зб. наук. праць Кіровоградського держ. техн. університету, 2002. – Вип. 11. – С. 6-10.

2. **Кондратець В.О.** Теоретичні дослідження статики інваріантної САР рівня рідини в гідравлічному перетворювачі /**В.О. Кондратець, О.М. Сербул** //Техніка в сільськогосподарському виробництві, галузеве машинобудування, автоматизація: зб. наук. праць Кіровоградського держ. техн. університету, 2003.– Вип. 13. – С. 251-257.

3. А.с. 1404828, МКИ G 01 F 1/52. Устройство для измерения расхода в открытых потоках /**Г.Р. Носов, К.В. Кондратец**(СССР). - 4096851/24-10; заявл. 12.08.86; опубл. 23.06.88, Бюл. № 23.

Рукопис подано до редакції 19.02.13

УДК 622: 004.73: 658.562.4: 65.011.56

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук., проф., Р.А. КАЙГОРОДОВ, инженер-программист
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕДАЧИ ИНФОРМАЦИИ В СИСТЕМЕ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Проанализированы современные технологии беспроводной передачи информации на производстве, выбор и обоснование решения для применения в системе автоматизированного контроля и управления качеством на всех звеньях технологической цепи добычи и переработки минерального сырья АРМ «Качество».

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Современная рыночная экономика требует высокого качества добычи и обогащения сырья для последующего обеспечения необходимых показателей конечной продукции. Используется множество различных геофизических методов и способов контроля качества на всех этапах технологической цепи. Важным фактором повышения экономической эффективности и уменьшения потерь содержания полезного компонента в рудах является оперативность обмена данными между звеньями производства. С целью решения данной задачи был разработан проект автоматизированной системы контроля и управления качеством минерального сырья (АРМ «Качество»). Одной из проблем в реализации системы является выбор и обоснование среды и метода передачи информации от контрольной точки на сервер АРМ «Качество».

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время активно набирает обороты изучение и развитие систем беспроводных технологии. Область применения затрагивает все сферы деятельности человека. Большой интерес испытывает современный рынок промышленности. Однако стоит заметить, что на данный момент использование беспроводных технологий передачи информации на производстве крайне затруднительно в связи с рядом причин, которые будут рассмотрены в основной части статьи. Наиболее распространенными технологиями беспроводной передачи информации на производстве являются: Bluetooth, Wi-Fi, WiMAX, GPRS. В настоящее время беспроводная связь применяется на небольших участках для решения определенной узконаправленной задачи. В связи с интенсивным развитием технологий добычи и переработки минерального сырья возникает задача использования беспроводных сетей для оптимизации и управления качеством продукции на всех этапах производства. **Постановка задачи.** В связи с тем, что скорость и надежность информационных потоков между звеньями технологической цепи добычи и обогащения сырья на производстве является важным фактором при оптимизации контроля и управления качеством, необходимо проанализировать существующие технологии обмена информации и произвести обоснованный выбор для применения в системе автоматизированного управления и контроля качеством сырья АРМ «Качество».

Изложение материала и результаты. С целью выбора технологии передачи данных между контрольными точками и сервером автоматизированной системы управления и контроля качества сырья АРМ «Качество» был проведен анализ существующих беспроводных технологий.

Ниже приведена классификация и основные характеристики беспроводных технологий передачи информации.

Беспроводные технологии можно классифицировать по следующим критериям:

По дальности действия:

© Азарян А.А., Кайгородов Р.А., 2013

1. Беспроводные персональные сети (WPAN - Wireless Personal Area Networks). Примеры технологий - Bluetooth.

2. Беспроводные локальные сети (WLAN - Wireless Local Area Networks). Примеры технологий - Wi-Fi.

3. Беспроводные сети масштаба города (WMAN - Wireless Metropolitan Area Networks). Примеры технологий - WiMAX.

4. Беспроводные глобальные сети (WWAN - Wireless Wide Area Network). Примеры технологий - CSD, GPRS, EDGE, EV-DO,HSPA.

По топологии:

1. «Точка-точка».

2. «Точка-многоточка».

По области применения:

1. Корпоративные (ведомственные) беспроводные сети - создаваемые компаниями для собственных нужд.

2. Операторские беспроводные сети - создаваемые операторами связи для возмездного оказания услуг.

Технология Bluetooth является производственной спецификацией беспроводных персональных сетей. Bluetooth обеспечивает обмен информацией между устройствами на бесплатной и общедоступной радиочастоте для ближней связи на расстоянии до 50 м (расстояние сильно зависит от преград на пути распространения сигнала). Радиосвязь Bluetooth осуществляется в ISM-диапазоне (англ. Industry, Science and Medicine), который используется в различных бытовых приборах и беспроводных сетях (свободный от лицензирования диапазон 2,4-2,4835 ГГц). В Bluetooth применяется метод расширения спектра со скачкообразной перестройкой частоты (англ. Frequency Hopping Spread Spectrum, FHSS). Метод FHSS прост в реализации, обеспечивает устойчивость к широкополосным помехам, а оборудование недорого. Технология предоставляет скорость передачи данных в 1 Мбит/с при размере пакета данных 8-27 байт.

Технология Wi-Fi является спецификацией беспроводных локальных сетей. Для использования в промышленности технологии Wi-Fi предлагаются пока ограниченным числом поставщиков. Так Siemens Automation & Drives предлагает Wi-Fi-решения для своих контроллеров SIMATIC в соответствии со стандартом IEEE 802.11g в свободном ISM-диапазоне 2,4 ГГц и обеспечивающим максимальную скорость передачи 54 Мбит/с на расстояния до 300м (расстояние сильно зависит от преград на пути распространения сигнала). Однако стоит отметить, технология развивается большими темпами и подтверждение тому является информация о разработке стандарта IEEE 802.22. Системы и устройства, поддерживающие этот стандарт, позволят передавать данные на скорости до 22 Мб/с в радиусе 100 км от ближайшего передатчика.

WiMAX - телекоммуникационная технология, разработанная с целью предоставления беспроводной связи на больших расстояниях для широкого спектра устройств. Основана на стандарте IEEE 802.16, который также называют Wireless MAN. В общем виде WiMAX сети состоят из следующих основных частей: базовых и абонентских станций, а также оборудования, связывающего базовые станции между собой, с поставщиком сервисов и с Интернетом. Для соединения базовой станции с абонентской используется высокочастотный диапазон радиоволн от 1,5 до 11 ГГц. В идеальных условиях скорость обмена данными может достигать 70 Мбит/с, при этом не требуется обеспечения прямой видимости между базовой станцией и приёмником. Зона покрытия таких сетей может достигать несколько десятков километров. Для реализации данного вида сети необходимо получить лицензию на возможность использования используемых радиочастот.

GPRS - надстройка над технологией мобильной связи GSM осуществляющая пакетную передачу данных. GPRS по принципу работы аналогична Интернету: данные разбиваются на пакеты и отправляются получателю (необязательно одним и тем же маршрутом), где происходит их сборка. При установлении сессии каждому устройству присваивается уникальный адрес, что по сути превращает его в сервер. Протокол GPRS прозрачен для TCP/IP, поэтому интеграция GPRS с интернетом незаметна конечному пользователю. Скорость передачи данных при использовании технологий GPRS - до 171,2 Кбит/с. Область действия связи ограниченна лишь зоной покрытия оператором сотовой связи[3]. График основных характеристик беспроводных технологий передачи информации приведен на рис. 1.

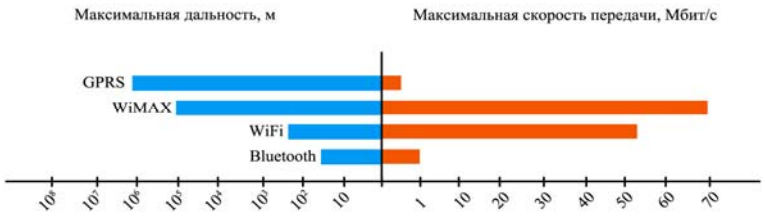


Рис. 1. График максимальной скорости передачи и дальности действия беспроводных технологий связи в условиях прямой видимости

Требования к технологиям передачи информации в системе автоматизированного контроля и управления качеством сырья АРМ «Качество».

Система автоматизированного контроля и управления качеством сырья АРМ «Качество» представляет собой глобальную систему связи для управления процессами добычи и обогащения руд с использованием различных методов и технологий передачи информации между узлами технологической цепи. В качестве контролирующих устройств будут использоваться приборы, разработанные сотрудниками проблемно-отраслевой лаборатории Криворожского национального университета и ООО «Рудпромгеофизика» [1]. Система применяется в тяжелых промышленных и производственных условиях таких как - шахты, карьеры, обогатительные фабрики и других звеньях технологической цепи. Сложность обмена информацией заключается в невозможности прокладки кабельных технологий между звеньями, отсутствие прямой видимости в зоне действия, наличие большого количества помех на производстве, удаленность узлов применения от центральных точек производства. Сущность приема-передачи информации при этом заключается в следующем.

Информация, полученная с датчиков, преобразуется в пакет данных, размер которого не превышает 50 кбайт. Происходит постоянный обмен пакетами данных между устройствами контроля качества и сервером, а в последующем и конечным пользователем. Частота запроса данных с датчиков будет различна на отдельных узлах системы. В целом не чаще чем раз в секунду.

Особенности, преимущества и недостатки беспроводных технологий связи в системе автоматизированного контроля и управления качеством сырья АРМ «Качество».

Приняв во внимание условия, влияющие на качество передачи информации, стоит выделить беспроводную технологию передачи данных - WiMAX. WiMAX обладает лучшими показателями соотношения скорости и дальности взаимодействия, что позволяет передавать информацию с удаленных точек контроля без использования кабельных технологий связи. Недостатком WiMAX является оформление и получение разрешительных документов, требуемых при установке и работе с необходимым диапазоном частот, используемых для связи. Сам процесс получения лицензии может занимать очень длительное время, а стоимость оборудования крайне велика. Это дополнительные затраты времени и средств для реализации системы. Применение данной технологии в качестве единственного способа передачи информации является крайне сомнительным и затруднительным.

Беспроводная технология передачи данных WiFi относится к типу локальных сетей, что подразумевает использования на отдельных участках системы. Стоимость установки, настройки и подключения сети является простым и не трудоемким процессом. Для использования не требуются разрешительные документы в отличии от WiMAX. Однако малый радиус действия не позволяет применять технологию в качестве основной среды передачи информации. Данная технология однозначно будет использоваться в системе там, где это возможно.

В случаях, когда устройство контроля качества располагается в непосредственной близости и зоне прямой видимости с компьютером оператора проводящего опробование, появляется возможность использовать беспроводную технологию передачи информации Bluetooth. Bluetooth является простой и требует минимальных затрат для настройки и установки. Использование ее в качестве основной среды передачи информации является технически невозможным.

GPRS обладает большой зоной покрытия, проста в установке и настройке, способна работать по протоколу TCP/IP, что делает ее удобной в использовании. Единственным недостатком технологии является скорость обмена данными. Однако, как уже упоминалось, в системе автоматизированного контроля и управления качеством сырья АРМ «Качество» размер пакета дан-

ных не превышает 50кБ, что делает его не существенным. На данный момент разработано большое количество встраиваемых модулей GPRS связи, что позволяет без особого труда связать устройство оперативного контроля и управления качеством минерального сырья с сетью GSM.

Преимущества GPRS:

достаточная средняя скорость передачи данных - 20-40 Кбит/с;

быстрое и стабильное GPRS-соединение;

большая зона покрытия сети;

возможность доступа из промышленных зон добычи и обогащения сырья;

легкость настройки и использования;

доступные и не дорогие встраиваемые модули связи.

Недостатки GPRS:

область действия сети ограничивается зоной покрытия оператором сотовой связи;

качество связи зависит от помех и загруженности сети на данном участке;

привязанность к тарифному плану оператора сотовой связи;

Беря во внимание все рассмотренные достоинства и недостатки, однозначным лидером становится использование GPRS технологий. GPRS удовлетворяет всем требованиям системы, обладает большим радиусом действие, достаточной скоростью и невысокой ценой установки и эксплуатации. Для работы нет необходимости получения дополнительных разрешительных документов, вся информация передается по свободному радиоканалу.

Функциональная схема передачи данных беспроводной технологии связи GPRS в системе автоматизированного контроля и управления качеством сырья АРМ «Качество».

Для установления GSM связи и возможности использования беспроводной технологии GPRS в устройства системы автоматизированного контроля АРМ «Качество» устанавливается встраиваемый GPRS модуль SIM900D, который обладает миниатюрными габаритами и простотой установки.

Использование модуля решает задачу передачи информации удаленному пользователю для ведения анализа и статистики. На рис. 2 приведена функциональная схема передачи данных от технолога до конечного пользователя.

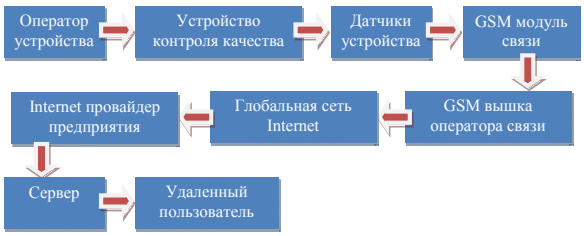


Рис. 2. Функциональная схема передачи данных по GSM каналу

После того как оператор устройства контроля качества получит результаты опробования с датчиков устройства, по необходимости или же по запросу (зависит от типа устройства и требований) данные передаются в GSM модуль. Происходит запуск GPRS и установка связи. Информация передается по радиоканалу GSM вышке оператора сотовой связи откуда перенаправляется в глобальную сеть Internet. При помощи Internet провайдера на предприятии устанавливается связь с сервером и результаты поступают на него, где хранятся в базе данных системы. В случае поступления запроса, по локальной сети предприятия, информация отправляется конечному пользователю.

На рис. 3 приведен алгоритм передачи данных измерений, полученных с датчиков устройства контроля качества, на сервер предприятия с возможностью последующей их обработкой и отправки пользователям сети.

Первоначальным этапом является подготовка устройства и пробы к проведению измерений на содержание полезного компонента. Предусмотрена возможность проведения нескольких испытаний.

После выполнения ряда замеров необходимо отправить их по GSM каналу на сервер предприятия. Для этого программа формирует пакет данных на отправку. После чего происходит установка соединения и непосредственно передача на станцию оператора сотовой связи, где пакет перенаправляется по протоколу TCP/IP на адрес сервера.

При получении запроса на прием данных, сервер идентифицирует устройство и в случае успеха сохраняет результаты измерений во временную память. По окончанию, происходит проверка на целостность. По результатам оценки, сформированный пакет данных об успехе или неудаче направляется отправителю.

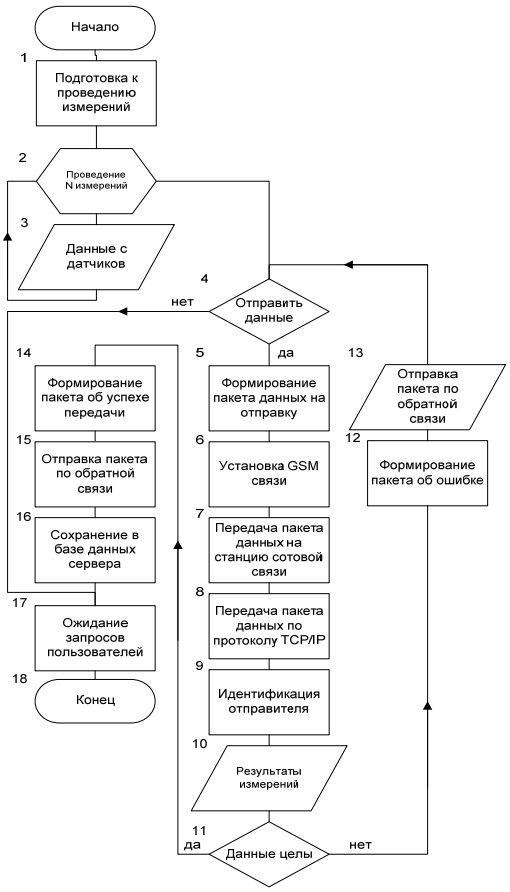


Рис. 3. Алгоритм передачи данных измерений с устройства контроля качество на сервер системы

В случае целостности данных, результаты сохраняются в базу данных системы, и сервер переходит в состояние ожидания запросов от пользователей.

Выводы и направление дальнейших исследований. Использование беспроводных технологий передачи данных позволяют оперативно контролировать информационные потоки на предприятиях, а в частности в системе автоматизированного контроля и управления качеством сырья АРМ «Качество». Были проанализированы основные технологии связи, их достоинства и недостатки, а так же их характеристики. Была выбрана и аргументирована в качестве основного способа передачи информации беспроводная технология GPRS. Рассмотрена функциональная схема информационного потока от технолога к удаленному пользователю системы.

Список литературы

1. **Азарян А.А.** Оперативный контроль качества железорудного сырья с использованием рассеянного гамма-излучения // Вісник Криворізького технічного університету : зб. наук. пр. / Криворізький техн. ун-т. – Кривий Ріг : Мінерал, 2011. – Вип. 27. – С. 149-152

2. **Гриценко А.Н**. Информационно-измерительная система оперативного использования данных каротажа // Вісник Криворізького національного університету – Кривой Рог, 2012. - Вип. 31

3. Электронный ресурс: http://ru.wikipedia.org/

Рукопись поступила в редакцию 19.03.13

УДК 622.788

В.П. ЩЕКИН, докт. техн. наук, доц., А.С. КУЗЬМЕНКО, асистент
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ЧАШЕВОГО ОКОМКОВАТЕЛЯ

Выполнен анализ работы чашевого окомкователя в разных режимах работы. Предложен способ повышения эффективности работы чашевого окомкователя.

Чтобы достичь состояния полуфабриката в виде окатышей, руда проходит много стадий обработки: добыча, дробление, обогащение, окомкование, обжиг. Технологические процессы тесно связаны между собой и каждый из них обладает огромной энергоемкостью. При этом качество выполнения каждого технологического процесса неизбежно сказывается на энергетических затратах на следующих стадиях обработки.

Если рассматривать технологический процесс окомкования с точки зрения энергоемкости то доля его в общей сумме затрат на производство окатышей очень мала, но от качества подготовки сырых окатышей существенно зависит энергопотребление на стадии обжига.

К основным факторам, влияющим на процесс получения качественных сырых окатышей можно отнести: влажность шихты, скорость вращения чаши, угол наклона чаши, расход шихты в чашу, крупность шихты, основность шихты, содержание железа в шихте. К основным показателям качества сырых окатышей относятся: диаметр, прочность и влажность окатыша.

Влияние влажности шихты на выход кондиции носит экстремальный характер (рис.1) [1].

© Щекин В.П., Кузьменко А.С., 2013

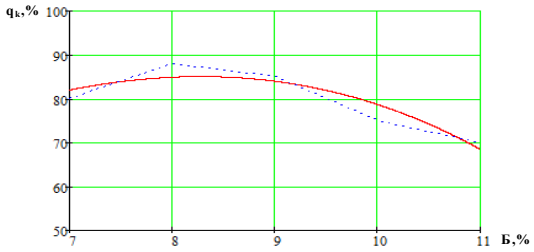


Рис. 1. Зависимость выхода кондиции от влажности

С увеличением влажности шихты увеличивается способность концентрата к окатыванию, но при избытке воды возможно значительное увеличение размеров окатышей. При увеличении влажности до определенного предела прочность увеличивается, а после его превышения начинает уменьшаться, т.е. носит экстремальный характер. Это подтверждается опытами В.И. Коротича [2]. Кривая «прочность сырого окатыша - влажность окатыша» имеет два максимума (рис.2), из которых первый соответствует образованию пленок воды между всеми частицами при наличии воздуха внутри окатыша. Второй максимум соответствует более высокой влажности, когда вода заполняет все пространство между частицами.

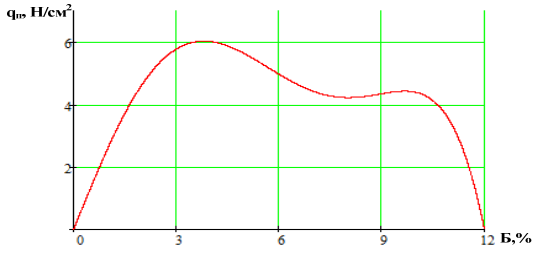


Рис. 2 Зависимость прочности сырых окатышей из концентрата (0,05 мм) от влажности

С уменьшением количества воды в окомкователе, диаметр окатышей уменьшается. Воду следует подавать на окатыш в течение всего периода его формирования. После того, как вода заполнила все возможные контакты между зернами, дальнейший рост влажности шихты не дает прироста прочности окатышей. В связи с этим влажность шихты необходимо поддержать на оптимальном уровне с большой точностью (±0,2 %).

Влияние скорости вращения чаши на выход кондиции носит экстремальный характер (рис. 3). Если скорость вращения чаши ниже некоторого оптимального значения, то окатыши не достигают кондиционной крупности. При превышении скорости вращения чаши выше оптимального значения крупность окатышей увеличивается. С увеличением скорости вращения чаши увеличивается прочность сырых окатышей.

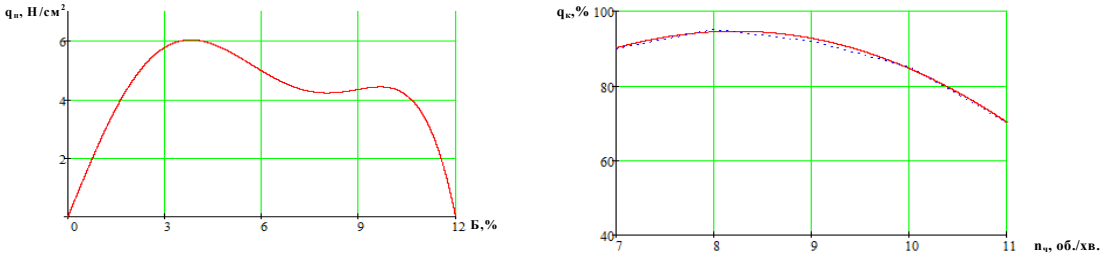


Рис. 3 Зависимость выхода кондиции от скорости вращения чаши

Для нормального хода процесса окомкования необходимо, чтобы материал на тарели окомкователя совершал движение по траектории, показанной на рис.4, при числе оборотов $v_4 = 0{,}75v_{крит}$.

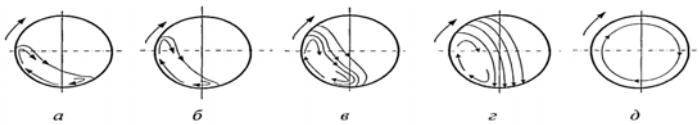


Рис. 4. Движение материала в тарели окомкователя в зависимости от скорости вращения:
а - v_1; *б* - $v_2 > v_1$; *в* - $v_3 > v_2$; *г* - $v_4 = 0.75v_{крит}$; *д* - $v_5 > v_{крит}$

Критическое число оборотов тарели $v_{крит}$ соответствует скорости, при которой материал поднимается до максимальной высоты. При оптимальном числе оборотов зона роста окатышей занимает наибольшую площадь комкующей тарели. Переходная характеристика «скорость вращения чаши - выход окатышей» представлена на (рис. 5), она снималась путем изменения скорости вращения чаши на $\Delta v = \pm 1$ об/мин при 10 об/мин [3].

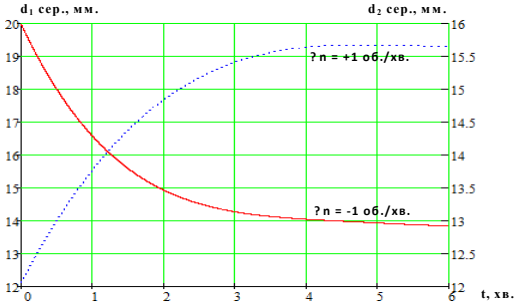


Рис. 5. Переходная характеристика: скорость вращения чаши - выход окатышей

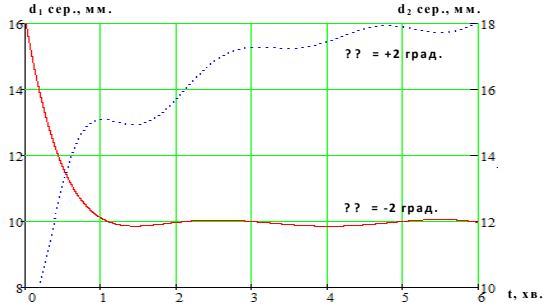


Рис. 6. Переходная характеристика по каналу угол наклона чаши - выход окатышей при $\Delta\alpha = \pm 2$

При увеличении угла наклона диаметр окатышей уменьшается и увеличивается высота скатывания гранул, что способствует их разрушению от ударов. При снижении угла наклона чаши происходит увеличение диаметра окатышей, но производительность падает. Переходная характеристика «угол наклона чаши - выход окатышей» при $\Delta\alpha = \pm 2$ представлена на рис. 6.

Влияние производительности окомкователя на выход кондиции показан на рис. 7 [1].

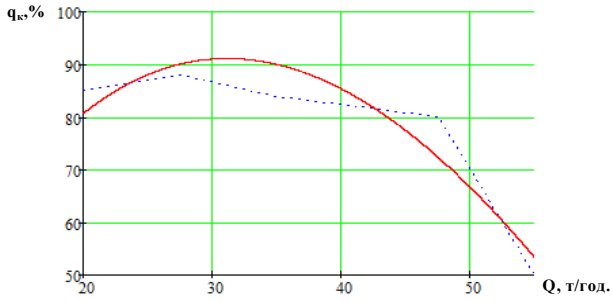


Рис. 7. Зависимость выхода кондиции от производительности окомкователя

Экстремальный вид зависимости говорит о том, что до определенного момента с ростом производительности растет и выход количества кондиционных окатышей. Но при чрезмерном увеличении расхода шихты в окомкователь окатыши, находящиеся в чаше и еще не достигшие кондиционных размеров, могут вытесняться из окомкователя под напором поступающей массы шихты. Переходная характеристика по каналу производительность окомкователя по шихте (P) - выход окатышей представлена на рис. 8.

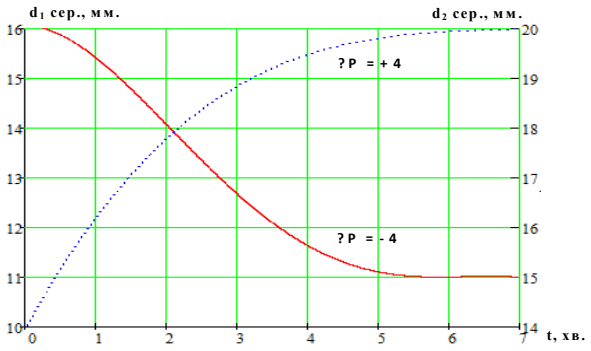


Рис. 8 Переходная характеристика «производительность окомкователя - выход окатышей»

Переходный процесс происходит со значительным запаздыванием, определяемым временем транспортного перемещения шихты к окомкователю. Данная характеристика была построена при $\Delta P = \pm 4$ т/час [3]. Таким образом, видно, что по каналу «производительность по шихте - выход окатышей», окомкователь представляет устойчивое апериодическое звено второго порядка.

При изменении производительности чаши процесс окатывания не нарушается и средний диаметр окатышей изменяется плавно но это приводит к дестабилизации нагрузки на обжиговую машину, в результате чего процесс обжига нарушается [3].

Главным фактором, определяющим механическую прочность сырых окатышей, является размер зерна. Прочность сырых окатышей тем выше, чем больше контактов между отдельными частицами. Число контактов увеличивается с уменьшением размера частиц. Таким образом, для улучшения способности материалов к окомкованию и повышения механической прочности сырых окатышей размеры зерен концентрата должны быть как можно меньшими. Однако, при тонком помоле велик расход энергии, и окомкование экономически нецелесообразно [4].

Эффективность работы чашевого гранулятора зависит от того, как используется площадь днища чаши. Оптимальным считается режим, когда отрыв мелких фракций происходит в верхней точке вертикального диаметра. Такой режим обеспечивает эффективное использование площади чаши. Очевидно, что чем большее число раз частица шихты скатывается по поверхности днища чаши, тем быстрее закончится процесс образования сырого окатыша заданного размера, т.е. производительность гранулятора прямо пропорциональна скорости вращения. Однако

увеличение скорости вращения сопровождается ростом центробежных сил, которые прижимают комок к борту тарели, препятствуя скатыванию его вниз.

В связи с этим, наряду с увеличением скорости вращения, увеличивают угол наклона чаши к горизонту. Длительная стабильная работа чашевого окомкователя характеризуется наличием в объеме чаши постоянной нагрузки, представляющей собой смесь гранул всех размеров. Увеличение влажности подаваемой шихты сопровождается переувлажнением постоянной загрузки, что приводит к увеличению ее угла естественного откоса. Это приводит к тому, что окатыши поднимаются выше обычного и, попадая в зону шихты, укрупняются выше заданных по технологии размеров. Для недопущения этого необходимо уменьшить скорость вращения тарели и увеличить угол ее наклона. Это приведет к уменьшению продолжительности пребывания окатышей в чаше гранулятора и позволит сократить заданный их размер и производительность окомкователя.

В процессе работы гранулятора возможны случаи, когда происходит уменьшение или увеличение крупности годных окатышей. Для эффективного ведения технологии обжига необходимо сохранение крупности годных окатышей на постоянном уровне, что требует постоянного вмешательства технологов в процесс получения сырых окатышей. Уменьшение размера гранул при постоянной нагрузке требует увеличения скорости вращения чаши гранулятора. Если это не обеспечивает увеличения их размера, то необходимо уменьшить угол наклона чаши и увеличить подачу воды в чашу ганулятора. Обычно для увеличения крупности окатышей достаточным является увеличение скорости вращения чаши гранулятора. Это обеспечивает поднятие окатышей на большую высоту и попадание их в зону загрузки шихты. Если этот технологический прием не помогает, то необходимо повысить влажность постоянной нагрузки и поддерживать ее на высоком уровне путем доувлажнения мелких окатышей.

Для уменьшения производительности чашевого гранулятора необходимо уменьшить шихтовую нагрузку. При повышенной влажности шихты возможно значительное увеличение размеров окатышей и выделение влаги на их поверхности. Для того, чтобы избежать этого, необходимо уменьшить скорость вращения чаши гранулятора.

Описанные технологические приемы управления процессом позволяют получить на чашевых окомкователях окатыши заданной крупности. Таким образом, процесс окомкования является нелинейным, экстремальным, зависимым от многих параметров. Одним из способов улучшения эффективности работы чешевого окомкователя является поддержание эффективного пятна распределения окатышей в чаше окомкователя. Для этого в качестве обратной связи в системе управления применить фото фиксацию пятна распределения окатышей. Крупность окатышей после вытеснения их из чаши окомкователя предлагается вычислять также используя фото фиксацию потока окатышей.

Список литературы

1**. Юсфин Ю.С**. Управление окускованием железнорудных материалов –М.: Металлургия, 1990.
2. **Вегман Е.Ф.** Окомкование руд и концентратов –М.: Металлургия, 1984.
3. **Исаев, Е.А**. Теория управления окомкователем сыпучих материалов –Сп-б.: ТНТ, 2004.
4. **Маерчак Ш**. Производство окатышей. –М.: Метталургия, 1982.

Рукопис поступила в редакцию 19.02.13

УДК 621.926.3:621.31

О.Ю. МИХАЙЛЕНКО, асистент, В.П. ЩОКІН, д-р техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»,
П.Ю. ФЕДОРЕНКО, ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

АНАЛІЗ ВПЛИВУ ШИРИНИ РОЗВАНТАЖУВАЛЬНОЇ ЩІЛИНИ НА СПОЖИВАННЯ ЕЛЕКТРИЧНОЇ ЕНЕРГІЇ КОНУСНОЇ ДРОБАРКИ

Отримано передавальну функцію конусної дробарки по каналу «ширина розвантажувальної щілини - потужність, що споживає електропривод» шляхом статистичного аналізу даних пасивного експерименту.

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Загальновідомо [1-4], що в галузі виробництва значна енергоємність властива технологічним процесам рудозбагачувальних фабрик, які включають підготовку руди до збагачення шляхом багатостадійного дроб-

© Михайленко О.Ю., Щокін В.П., Федоренко П.Ю., 2013

лення. У структурі грошових витрат на виробництво кінцевої сировини на дроблення приходиться близько 10 % [4] від їх загального обсягу.

Тому необхідність підвищення енегоефективності зазначених технологічних процесів вимагає розробки нових і удосконалення існуючих способів керування. Проектування системи керування розпочинається з визначення математичного опису об'єкту, який відповідно до мети керування, відображає залежності між тими чи іншими вхідними і вихідними величинами.

Аналіз досліджень і публікацій. Незважаючи на розширений аналіз динамічних властивостей конусної дробарки, як об'єкту керування, наведений в джерелах [1-3], в них недостатньо уваги приділено характеристикам технологічного агрегату по каналу «ширина розвантажувальної щілини - потужність, що споживає електропривод дробарки».

Складність технологічних процесів рудопідготовки, яка пояснюється їх багатомірністю і багатоз'вязністю, неможливість зупинки подачі сировини або електроенергії для оцінки ефективності функціонування технологічного процесу обумовлюють недоцільність використання активних методів визначення динамічних характеристик шляхом здійснення детермінованих дій на входи об'єкту [5,6]. У результаті необхідно скористатися статистичними (пасивними або псевдопасивними) методами, в яких використовуються значення вхідних і вихідних величин виміряні у процесі нормальної експлуатації дробильних агрегатів.

Постановка завдання. Спираючись на дані, отримані під час функціонування конусної дробарки, визначити аналітичний вираз для передавальної функції, яка описує поведінку технологічного об'єкту по каналу «ширина розвантажувальної щілини - потужність, що споживає електропривод».

Викладення матеріалу і результати. Для конусної дробарки Sandvik Hydrocone 7800, яка входить до стадії дрібного дроблення дробильної фабрики №2 ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», було отримано часові реалізації ширини розвантажувальної щілини і потужності електроприводу технологічного агрегату виміряні у процесі дроблення руди (рис. 1).

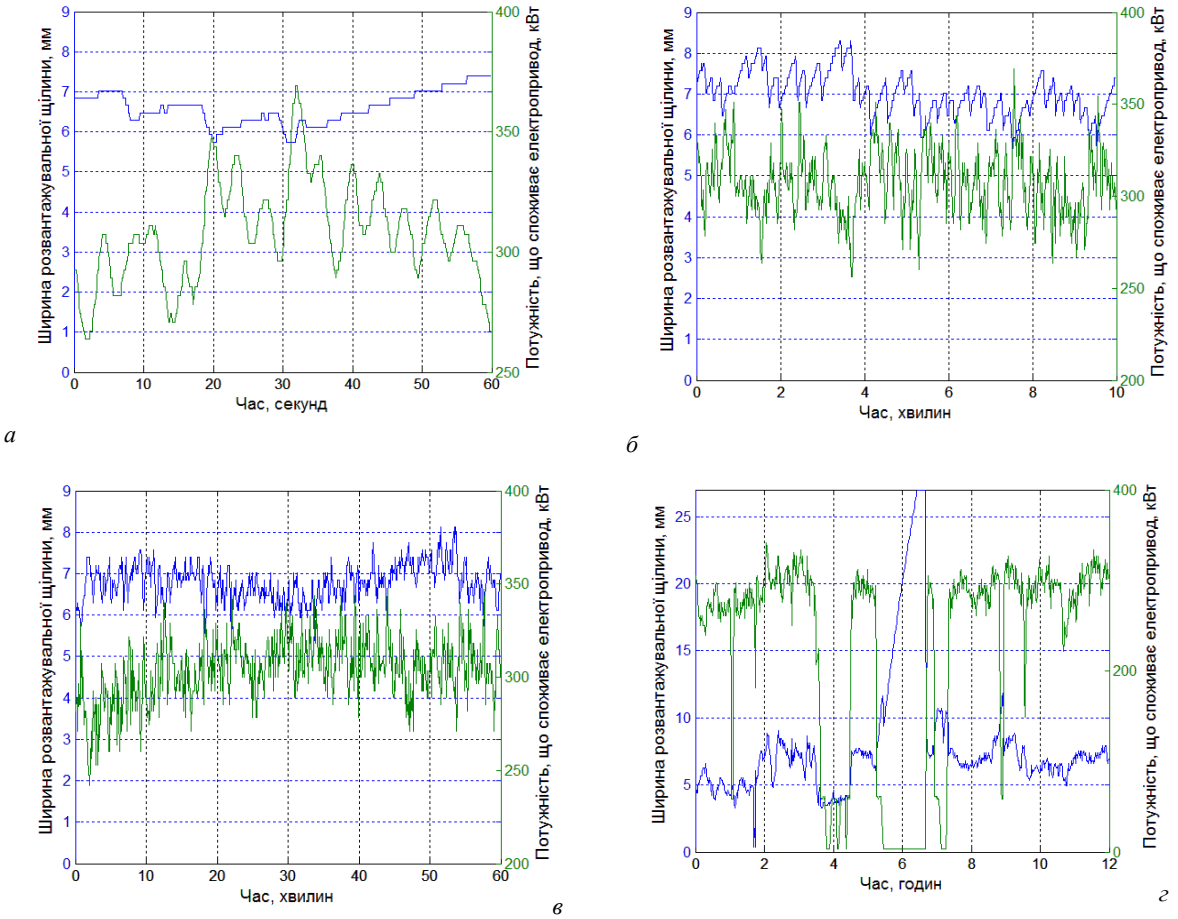


Рис. 1. Експериментальні залежності зміни ширини розвантажувальної щілини і потужності електроприводу отримані в процесі нормальної експлуатації конусної дробарки для різних інтервалів часу: *а* - 60 с; *б* - 10 хв; *в* - 1 год; *г* - 12 год

Для ідентифікації об'єкту керування було використано лінійні авторегресійні моделі з зовнішнім входом (Autoregressive with external input або скорочено ARX) і з ковзним середнім (AutoRegressive-Moving Average with eXternal input - ARMAX) детально розглянуті в [7,8], структура яких описується наступними виразами

$$y(t)+a_1y(t-1)+\ldots+a_{na}y(t-n_a)=b_1u(t-n_k)+\ldots+b_{nb}u(t-n_b-n_k+1)+e(t), \quad (1)$$

$$y(t)+a_1y(t-1)+\ldots+a_{n_a}y(t-n_a)=b_1u(t-n_k)+b_{n_b}u(t-n_k-n_b+1)+ \\ +c_1e(t-1)+\ldots+c_{n_c}e(t-n_c)+e(t). \quad (2)$$

де $y(t)$ - значення виходу у момент часу t; n_a - кількість полюсів, які описуються матрицею виду N_y на N_y, що складається з додатних цілих чисел, в якій N_y - кількість виходів; n_b - кількість нулів плюс один (задається матрицею додатних чисел N_y на N_u, в якій N_u - кількість входів, n_c - кількість коефіцієнтів С), n_k - величина запізнювання; $y(t-1)\ldots y(t-n_a)$ - попередні значення виходів від яких залежать поточні значення, $u(t-n_k)\ldots u(t-n_k-n_b+1)$ - попередні та затримані значення входу від яких залежать поточні значення виходу, $e(t-1)\ldots e(t-n_c)$ - значення перешкоди.

Дослідження динамічних властивостей здійснювалося за допомогою пакету System Identification Toolbox програмного комплексу MATLAB з використанням даних отриманих протягом 10 хв пасивного експерименту (рис. 1*б*). Часова реалізація була розділена на навчальну і тестуючу вибірки по 5 хв (300 с) кожна. Для знаходження оптимальної структури моделей виконано повний перебір комбінацій параметрів $[n_a, n_b, n_k]$ для ARX і $[n_a, n_b, n_c, n_k]$ для ARMAX у межах 1÷10. Вибір найбільш придатної ARX-моделі проводиться за допомогою графіку наведеного на рис. 2.

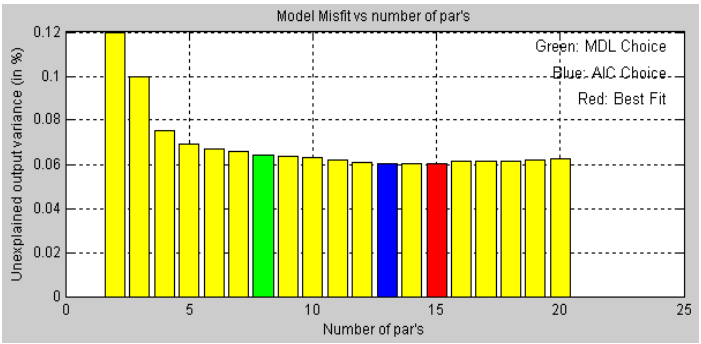


Рис. 2. Фрагмент вікна вибору структури ARX-моделі

На горизонтальній осі відкладаються дані про загальну кількість параметрів $(n_a + n_b)$. На вертикальній осі відображається відсоток даних, які не можуть бути описані моделлю – похибка прогнозування ARX-моделі для ряду параметрів. Похибка прогнозу визначається як сума квадратів різниць між величиною виходу тестуючої вибірки і прогнозованим на один крок значенням.

При цьому критеріями адекватності можуть бути, наприклад, MDL критерій Ріссанена, який на рис. 2 представлений зеленим прямокутником, теоретичний інформаційний AIC критерій Акайке (синій прямокутник) або величина (Best Fit), що відображає середньоквадратичне розузгодження між експериментальними і прогнозованими даними (красний прямокутник) [6].

Порівняння виходу ARX-моделі з експериментальними даними (рис. 3) показує, що мінімальне середньоквадратичне розузгодження досягається при використанні такої комбінації параметрів $n_a = 7$, $n_b = 8$, $n_k = 1$.

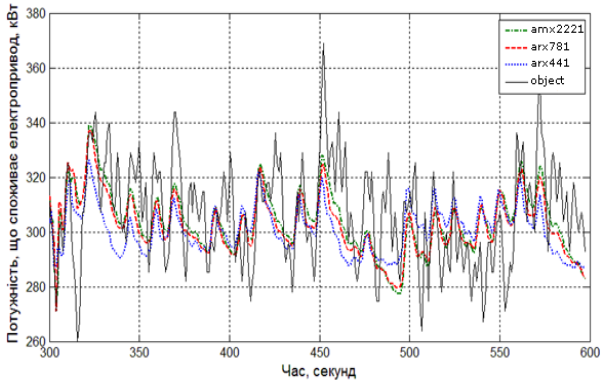


Рис. 3. Виміряні і отримані в результаті моделювання значення виходу об'єкту керування

Відсоток даних, які не описуються моделлю складає 0,060484. Однак для варіантів моделі, які забезпечують мінімізацію AIC та MDL критеріїв, похибка прогнозування збільшується не суттєво (0,060524% і 0,064443% відповідно).

Використання ARMAX-моделі з параметрами $n_a = 2$, $n_b = 2$, $n_b = 2$, $n_k = 1$ порівняно з ARX-моделями продемонструвало більший

рівень узгодження з експериментальними даними, тому для подальшого аналізу доцільно використати більш просту модель.

За допомогою ARMAX-моделі засобами System Identification Toolbox отримаємо дискретну передавальну функцію, яка найбільш точно описує динамічну поведінку конусної дробарки по каналу «ширина розвантажувальної щілини – потужність, що споживає електропривод дробарки»

$$W_{b-P}(z)=\frac{-7{,}34\cdot10^{-5}z+2{,}895\cdot10^{-5}}{z^2-1{,}996z+0{,}9958}. \tag{3}$$

Для отримання безперервної передавальної функції необхідно перетворити дискретну модель θ-формату (3) в безперервну. При цьому коваріаційна матриця параметрів переводиться за допомогою апроксимуючої формули Гауса і чисельного диференціювання.

Безперервна передавальна функція має вигляд:

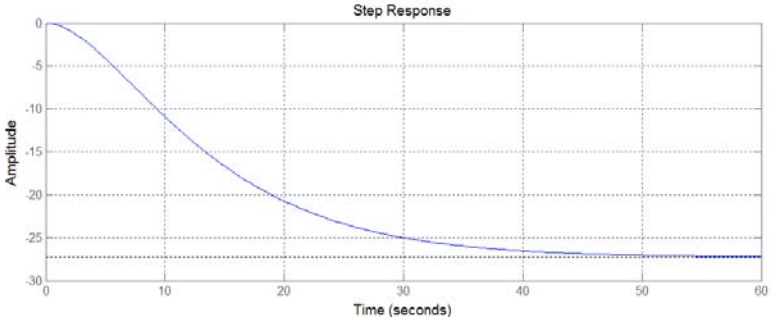
$$W_{b-P}(s)=\frac{-0{,}0034s-0{,}518}{s^2+0{,}2759s+0{,}019}. \tag{4}$$

Перехідну і імпульсну функції, а також логарифмічну амплітудно-фазову частотну характеристику об’єкту керування наведено на рис. 4.

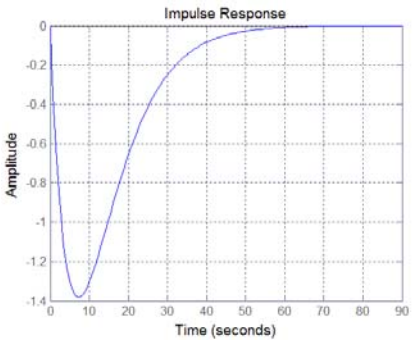
Частотна характеристика демонструє, що запас по фазі дорівнює -157,63 градусів.

Для перевірки на керованість та спостерігаємість складемо матриці системи **A,** входу **B**, управління **C** і наскрізну матрицю **D**:

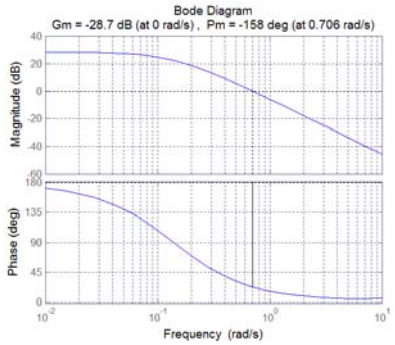
$$A=\begin{bmatrix}-0{,}2759 & -0{,}152\\ 0{,}125 & 0\end{bmatrix},\ B=\begin{bmatrix}2\\0\end{bmatrix},$$
$$C=\begin{bmatrix}-0{,}0017 & -2{,}072\end{bmatrix},\qquad D=0. \tag{5}$$



а



б



в

Рис. 4. Часові і частотні характеристики конусної дробарки, як об’єкту керування по каналу «ширина розвантажувальної щілини – потужність, що споживає електропривод»

Визначимо матриці керованості M_u і спостережності M_y

$$M_u=\begin{bmatrix}1 & -0{,}5518\\ 0 & 0{,}25\end{bmatrix}, \tag{6}$$

$$M_y = \begin{bmatrix} -0,0017 & -2,072 \\ -0,2585 & 0,0003 \end{bmatrix}. \quad (7)$$

Отже для моделі конусної дробарки розмірність вектору стану, що визначається матрицями **A** і **C**, дорівнює двом, ранг матриць $\mathbf{M_u}$ і $\mathbf{M_y}$ також дорівнює двом. Таким чином об'єкт керування цілком керований і спостерігаємий.

Висновки. Досліджено динамічні властивості конусної дробарки по каналу «ширина розвантажувальної щілини - потужність, що споживає електропривод» шляхом статистичного аналізу даних отриманих у результаті пасивного експерименту в умовах ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». У результаті було встановлено, що процес дроблення має невелику інерційність, тому оцінку якості роботи агрегату при оптимізації технологічного процесу, і як наслідок формування керуючих впливів, які забезпечують раціональний режим роботи на інтервалі між обчисленнями цільової функції, можна виконувати на невеликих часових проміжках.

Список літератури

1. Автоматизация управления обогатительными фабриками ; под ред. **Б.Д. Кошарского**, А**.Я. Ситковского, А.В. Красномовца.** – М.: Недра, 1977. – 527 с.

2. **Нестеров Г.С.** Технологическая оптимизация обогатительных фабрик / **Г.С. Нестеров**. – М.: Недра, 1976. – 120с.

3.**Троп А.Е.** Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик: [Учебн. для вузов] / **А.Е. Троп, В.З. Козин, Е.В. Прокофьев**. – [2-е изд., перераб. и доп.] – М.: Недра, 1986. – 302с.

4. **Барский Л.А.** Системный анализ в обогащении полезных ископаемых / **Л.А. Барский, В.З. Козин**. – М.: Недра, 1978. – 486с.

5. Проектирование систем контроля и автоматического регулирования металлургических процессов: [Учебн. пособие для вузов] / **Г.М. Глинков**, **В.А. Маковский, С.Л. Лотман, М.Р. Шапировский**. - [2-е изд., перераб. и доп.] - М.: Металлургия, 1986. – 352 с.

6. **Дехтяренко П.И.** Определение характеристик звеньев систем автоматического регулирования / **П.И. Дехтяренко, В.П. Коваленко**. – М.: Энергия, 1973. – 120 с.

7. **Дьяконов В.П.** MATLAB. Анализ, идентификация и моделирование систем. Специальный справочник / **В.П. Дьяконов, В.В. Круглов**. – СПб.: Питер, 2001. – 448 с. – ISBN 5-318-00359-1.

8. **Штовба С.Д.** Введение в теорию нечетких множеств и нечеткую логику [Електронний ресурс] / **С.Д. Штовба**. – 2007. – Режим доступу до книги: http://matlab.exponenta.ru/fuzzylogic/book1/.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 621.771.22:62-52

В.Ю. ХАРЛАМЕНКО, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УДОСКОНАЛЕННЯ МЕТОДІВ УЗГОДЖЕНОГО КЕРУВАННЯ ШВИДКОСТЯМИ ОБТИСКНИХ ВАЛКІВ ГОЛОВНОЇ КЛІТІ НА БЛЮМІНГУ

Обґрунтовано доцільність застосування оптимальних стохастичних систем узгодженого керування процесом обтиснення металу на блюмінгу. Запропоновано підхід до узгодженого керування швидкостями верхнього та нижнього валків на базі нечіткого регулятора, вхідними змінними якої є швидкості та прискорення валків, пружні моменти в кінематичній лінії стану та швидкості їх зміни, що відновлюються спостерігачем стану Калмана-Бьюсі за вимірюваними швидкостями якорів та струмами в якірних обмотках приводних двигунів обтискних валків.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Процес обтиснення зливків металу на блюмінгу відбувається в обтискній кліті головного стану. Кліть складається із двох валків, що приводяться в рух електричним приводом на основі двигуна постійного струму. В процесі експлуатації обтискна кліть зазнає впливу цілого ряду факторів, які можна поділити на технологічні, механічні та електричні. До першої групи відносять фактори, що пов'язані з дефектами зливків: конусність, ліквація, пористість, тріщини, окалина. До механічних факторів можна віднести зазори в з'єднаннях механізмів лінії стану та різні моменти інерції верхнього та нижнього валків. До електричних факторів відносять різницю жорсткості характеристик верхнього та нижнього приводів, величину полоси пропускання частот, навмисне розузгодження швидкостей верхнього та нижнього валків, автоколивальність моментів внаслідок швидкого наростання струму [1]. Більшість цих факторів має випадковий характер і може призводити до збільшення моменту навантаження в процесі захоплення зливка валками, одностороннього та двостороннього буксування в кліті, ударів в зазорах кінематичної лінії приводу,

© Харламенко В.Ю., 2013

підвищення динамічних навантажень внаслідок швидкого охолодження металу. Як наслідок, в залежності від режиму навантаження відбувається зміна енергосилових параметрів, параметрів пружної системи, величин зазорів у з'єднаннях кінематичної лінії та інших, що в цілому впливає на складність динамічних процесів прокатки. Також на складність динамічних процесів впливає нелінійність диференційних рівнянь, якими описується стан кінематичних ліній.

Дослідження динамічних процесів у головних лініях стану та розробка системи керування, що забезпечує зниження динамічних навантажень, що виникають під впливом вищеназваних факторів, є актуальним завданням. Обтискні стани є дорогими системами і неврахування реальних перехідних процесів може порушити нормальну роботу стану, призвести до поломок деталей і вузлів. Найбільш частим руйнуванням, у порівнянні з іншими деталями головної лінії, піддаються робочі валки. Часто трапляються поломки й інших деталей, особливо сполучних шпинделів, в той час як руйнування шестеренних валків відбувається значно рідше. Бувають випадки, коли поломки шпинделів призводять до руйнування корінних підшипників, зсуву або зриву з фундаментів шестеренної кліті і навіть головного електродвигуна стану. Ці явища пояснюються великими осьовими зусиллями [2]. При цьому зміна енергосилових параметрів призводить до збільшення споживання активної потужності і, таким чином, до зниження енергоефективності виробництва на блюмінгу.

Одним з найбільш небезпечних явищ в електроприводі обтискових валів на блюмінгу є перерозподіл динамічних моментів в режимі дії навантаження. В разі неконтрольованого перерозподілу номінальне значення пружних моментів може бути перевищене в кілька разів. Враховуючи шкідливість подібних явищ, в першу чергу, для обладнання більшість науковців розробляли різноманітні способи обмеження динамічних навантажень при виникненні буксувань в лініях стану за рахунок керування електричним приводом.

Аналіз досліджень та публікацій. Дослідженням способів підвищення ефективності керування блюмінгом без зниження продуктивності процесу прокатки займалися провідні вітчизняні та закордонні науковці, серед яких можна виділити Л.В. Акімова, Б.І. Кузнєцова, О.С. Лєхова, С.Л. Коцаря, В.А. Чигирину, Б.Н. Полякова, В.А. Воскресенського, Ф.К. Іванченко, П.І. Полухіна, М.А. Тилкіна, В.П. Полухіна, В.Б Клепікова та ін.

Так, проф. Л.В. Акімов запропонував новий спосіб підвищення точності роботи двоконтурної системи регулювання швидкості електропривода обтискних валків з використанням спостерігачів стану. Серед наукових результатів Л.В. Акімова варто відзначити розробку та дослідження методів зменшення статичної і динамічної похибок при дії навантаження на вал двигуна з реалізацією астатичних за збуреннями властивостей системи керування, замкненої через спостерігач стану. Не дивлячись на те, що запропонований підхід призводить до ліквідації статичної помилки при дії на вал двигуна навантаження, його не можна вважати універсальним через те що обчислення коефіцієнтів спостерігача стану виконується з використанням теорії модального керування. При цьому для визначення бажаного розташування коренів характеристичного рівняння системи необхідно задавати бажаний час перехідного процесу та перерегулювання. Розрахунки на основі методів модального керування найчастіше виконуються на основі досвіду та інтуїції розробника системи керування, тому при зміні характеру навантаження або параметрів системи налаштування коефіцієнтів модального регулятора можуть не задовольняти вимоги до якості динамічних процесів.

У працях Б.І. Кузнєцова та його наукової школи розглянуто підхід до керування процесом обтиснення зливків на блюмінгу, що передбачає використання робастного регулятора. Особливістю робіт наукової школи проф. Б.І. Кузнєцова є врахування в рівняннях динаміки руху головного приводу наявності нелінійної залежності моменту зовнішнього тертя від швидкості обертання, яка апроксимується рівнянням 3-го порядку. Тоді рівняння стану досліджуваної системи з врахуванням нелінійної залежності моменту опору від швидкості прослизання стає нелінійним. В даному випадку оптимальне керування представлялося в формі зворотних зв’язків за повним вектором стану [3].

Постановка завдання. Метою роботи є розробка методу узгодженого керування процесом обтиснення металу на блюмінгу, що дозволяє знизити динамічні навантаження в кінематичній лінії стану в режимі пробуксовування обтискних валків за допомогою сумісного використання нечіткого регулятора, який здійснює узгодження швидкостей верхнього та нижнього валків, та оптимальних стохастичних регуляторів швидкостей обертання валків кліті, що забезпечить

зниження динамічних навантажень в кінематичній лінії стану та дозволить знизити витрати електроенергії.

Викладення матеріалу та результати. Одним з можливих варіантів вирішення питання узгодженого керування обтисковою кліттю є поєднання методів оптимального стохастичного керування та методів штучного інтелекту на базі нечіткого контролеру для формування узгоджених керуючих впливів на основі відновленого вектору стану.

У загальному випадку для головної кліті блюмінга застосовується індивідуальний привод, при цьому кожен валок приводиться в обертання окремим електричним двигуном. Кожна приводна лінія виконана з різними довжинами валів, але з однаковими діаметрами універсальних шпинделів, тому електромеханічні характеристики верхньої та нижньої кінематичних ліній відрізняються.

Врахувавши диференційне рівняння двигуна постійного струму та рівняння рухомих мас можна записати систему диференційних рівнянь для двохмасової системи, якою представлений верхній привод разом з обтискним валом [4]

$$\begin{cases} U_{г.в.}(t) = E_{в.}(t) + I_{я.в.}(t)\cdot R_{я.в.} + L_{я.в.}\dfrac{dI_{я.в.}(t)}{dt}; \\ J_{1в.}\cdot\dfrac{d\omega_{1в.}(t)}{dt} = M_{ел.в.}(t) - c_{12в.}\cdot(\varphi_{1в.}(t)-\varphi_{2в.}(t)) - \alpha_{в}\cdot(\omega_{1в.}(t)-\omega_{2в.}(t)); \\ J_{2в.}\cdot\dfrac{d\omega_{2в.}(t)}{dt} = c_{12в.}\cdot(\varphi_{1в.}(t)-\varphi_{2в.}(t)) + \alpha_{в.}\cdot(\omega_{1в.}(t)-\omega_{2в.}(t)) - M_{з.т.в.}(\omega,t) - M_{с.в.}(t); \\ E_{в.}(t) = C_{е.}\cdot F\cdot\omega_{1в.}(t); \\ M_{ел.в.}(t) = C_{м.}\cdot F\cdot dI_{я.в.}(t); \\ M_{з.т.в.}(\omega_{2в.},t) = \alpha_{т.в.}(\omega_{2в.})\cdot\omega_{2в.}(t). \end{cases} \quad (1)$$

Нижня кінематична лінія представлена трьохмасовою системою, де першою масою є якір двигуна, другою - редуктор між якорем і валом, а третьою - обтискний вал. Відповідно з [4] система рівнянь, що описує динаміку даної трьохмасової системи може бути представлена у вигляді

$$\begin{cases} U_{г.н.}(t) = E_{н.}(t) + I_{я.н.}(t)\cdot R_{я.н.} + L_{я.н.}\dfrac{dI_{я.н.}(t)}{dt}; \\ J_{1н.}\cdot\dfrac{d\omega_{1н.}(t)}{dt} = M_{ел.н.}(t) - c_{12н.}\cdot(\varphi_{1н.}(t)-\varphi_{2н.}(t)) - \alpha_{н}\cdot(\omega_{1н.}(t)-\omega_{2н.}(t)); \\ J_{2н.}\cdot\dfrac{d\omega_{2н.}(t)}{dt} = c_{12н.}\cdot(\varphi_{1н.}(t)-\varphi_{2н.}(t)) - c_{23н.}\cdot(\varphi_{2н.}(t)-\varphi_{3н.}(t)) + \\ +\alpha_{н}\cdot(\omega_{1н.}(t)-\omega_{2н.}(t)) - \alpha_{н}\cdot(\omega_{2н.}(t)-\omega_{3н.}(t)); \\ J_{3н.}\cdot\dfrac{d\omega_{3н.}(t)}{dt} = c_{23н.}\cdot(\varphi_{2н.}(t)-\varphi_{3н.}(t)) + \alpha_{н}\cdot(\omega_{2н.}(t)-\omega_{3н.}(t)) - M_{з.т.н.}(\omega,t) - M_{с.н.}(t); \\ E_{н.}(t) = C_{н.}\cdot F\cdot\omega_{1н.}(t); \\ M_{ел.н.}(t) = C_{м.}\cdot F\cdot dI_{я.н.}(t); \\ M_{з.т.н.}(\omega_{2н.},t) = \alpha_{т.н.}(\omega_{2н.})\cdot\omega_{2н.}(t). \end{cases} \quad (2)$$

У даних рівняннях $\omega_{1н}(t)$, $\omega_{2н.}(t)$, $\omega_{3н}(t)$, $J_{1н}$, $J_{2н}$, $J_{3н}$, $\omega_{1в}(t)$, $\omega_{2в.}(t)$, $J_{1в}$, $J_{2в}$ - кутові швидкості обертання та моменти інерції рухомих мас відповідно нижньої та верхньої приводних ліній; $\varphi_{1н}(t)$, $\varphi_{2н.}(t)$, $\varphi_{3н}(t)$, $\varphi_{1в.}(t)$, $\varphi_{2в}(t)$ - кути поворотів якоря, редуктора та валка відповідно нижньої та верхньої приводних ліній; $c_{12н}$, $c_{23н}$,$c_{12н}$,$\alpha_{н}$,$\alpha_{в}$ - коефіцієнти жорсткості та внутрішнього тертя; $M_{ел.н}(t)$, $M_{ел.в}(t)$ - електромагнітні моменти відповідно нижнього та верхнього двигунів; $M_{з.т.н.}(\omega,t)$, $M_{з.т.в}(\omega,t)$ - моменти зовнішнього тертя нижнього валків, що враховують зміну коефіцієнта зовнішнього тертя як функцію від швидкості обертання валу; $\alpha_{т.н}$,$\alpha_{т.в}$ - коефіцієнти зовнішнього тертя.

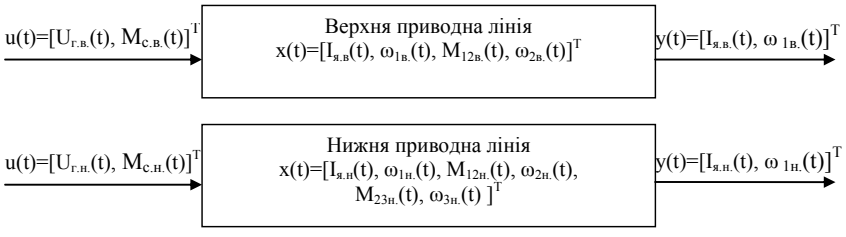


Рис. 2. Параметри приводних ліній

Застосування підходів оптимального стохастичного керування передбачає приведення математичної моделі об'єкта керування

до представлення у просторі станів. Для цього необхідно визначити склад вектору стану $x(t)$, вектору керування $u(t)$ та вектору виходу $y(t)$ (рис. 2).

Після лінеаризації нелінійного моменту зовнішнього тертя в першому наближенні математичну модель верхньої кінематичної лінії можна представити наступними матрицями

$$A_{в.}=\begin{bmatrix} -\frac{R_{я.в.}}{L_{я.в}} & -\frac{C_e\cdot F}{L_{я.в.}} & 0 & 0 \\ \frac{C_м\cdot F}{J_{1в.}} & -\frac{\alpha_в}{J_{1в.}} & -\frac{1}{J_{1в.}} & \frac{\alpha_в}{J_{1в.}} \\ 0 & c_{12в.} & 0 & -c_{12в.} \\ 0 & \frac{\alpha_в}{J_{2в.}} & \frac{1}{J_{2в.}} & \frac{(-\alpha_{з.т.в.0}-\alpha_в)}{J_{2в.}} \end{bmatrix};\ B_{в.}=\begin{bmatrix} \frac{1}{L_{я.в.}} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & -\frac{\omega_{20}}{J_{2в.}} & \frac{2\cdot\omega_{20}\cdot\alpha_{з.т.в.о.}}{J_{2в.}} & \frac{1}{J_{2в.}} \end{bmatrix};$$

$$C_{в.}=\begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 \end{bmatrix},$$

а модель нижньої кінематичної лінії матрицями

$$A_{в.}=\begin{bmatrix} -\frac{R_{я.н.}}{L_{я.н.}} & -\frac{C_в\cdot F}{L_{я.н.}} & 0 & 0 & 0 & 0 \\ \frac{C_м\cdot F}{J_{1н.}} & -\frac{\alpha_н}{J_{1н.}} & -\frac{1}{J_{1н.}} & \frac{\alpha_н}{J_{1н.}} & 0 & 0 \\ 0 & c_{12н.} & 0 & -c_{12н.} & 0 & 0 \\ 0 & \frac{\alpha_н}{J_{2н.}} & \frac{1}{J_{2н.}} & -\frac{2\cdot\alpha_н}{J_{2н.}} & -\frac{1}{J_{2н.}} & \frac{\alpha_н}{J_{2н.}} \\ 0 & 0 & 0 & c_{23н.} & 0 & -c_{23н.} \\ 0 & 0 & 0 & \frac{\alpha_н}{J_{3н.}} & \frac{1}{J_{3н.}} & \frac{\alpha_{з.т.н.0}-\alpha_н}{J_{3н.}} \end{bmatrix};$$

$$B=\begin{bmatrix} \frac{1}{L_{я.в.}} & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & \frac{\omega_{30}}{J_{3н.}} & \frac{2\cdot\omega_{30}\cdot\alpha_{з.т.н.о.}}{J_{3н.}} & -\frac{1}{J_{3н.}} \end{bmatrix};\ C=\begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix},$$

де ω_{20}, ω_{30} - робочі значення кутових швидкостей обертання відповідно верхнього та нижнього валка, $\alpha_{з.т.в.0}$, $\alpha_{з.т.н.0}$ - робочі значення коефіцієнтів зовнішнього тертя відповідно для верхнього і нижнього валків.

Стохастичні системи керування функціонують під постійним впливом випадкових чинників, і тому передбачити процес функціонування системи тільки за відомим вектором керуючих впливів неможливо. Тому для формування керуючих дій, адекватних до технологічних ситуацій, що виникають в процесі функціонування системи керування, вона повинна бути замкненою. При цьому інформація про вектор стану є неповною, внаслідок чого окрім оптимального регулятора в оберненому зв'язку необхідно використовувати оптимальний спостерігач стану.

При дії випадкових впливів на об'єкт керування використовується спостерігач стану Калмана-Бьюсі, що відновлює за відомими структурою об'єкта керування, вхідними впливами та станом вихідних змінних фізично невимірювані змінні стану – кутові швидкості обертання обтискних валів і редуктора, а також пружні моменти.

Рівняння, що описує динаміку оцінки $\hat{x}(t)$, можна представити у вигляді [5]

$$\frac{d\hat{x}(t)}{dt}=A\hat{x}+Bu+K\left[y(t)-C\hat{x}(t)\right], \tag{3}$$

де

$$K=PC^{T}K_x^{(2)^{-1}}. \tag{4}$$

Отже, рівняння оцінювання змінних стану включає рівняння динаміки об'єкта керування з додаванням коригуючого члена, що враховує похибку оцінювання. Матриці $K_x^{(1)}$ і $K_x^{(2)}$ представляють собою кореляційні матриці шумів об'єкта, тобто збурень, та шуму спостереження і визначаються по кореляційним моментам відповідних випадкових сигналів сформованих форму-

ючим фільтром.

Описана система оптимальна за критерієм якості, що описується функціоналом [6]

$$J = X^{\mathrm{T}}(t_k)\cdot F\cdot X(t_k) + \int_{t_0}^{t_k}\left(X^{\mathrm{T}}(t)\cdot Q\cdot X(t) + U^{\mathrm{T}}(t)\cdot R\cdot U(t) + 2\cdot X^{T}(t)\cdot N\cdot U(t)\right)dt \qquad (5)$$

де Q, R і N - постійні матриці, які мають відповідно розмірності $n\times n$, $n\times m$ і $m\times n$. Матриця Q та N передбачається невід'ємно визначеною, а матриця R - позитивно визначеною. Перший доданок у виразі (5) представляє термінальну похибку, що включається для забезпечення в кінцевий момент часу максимального наближення стану системи до бажаного, а другий доданок представляє узагальнений інтегральний квадратичний критерій. Він включає квадратичну похибку, що характеризує якість керування і обмеження на керуючі впливи.

Для синтезу оптимального лінійно-квадратичного регулятора використано метод динамічного програмування на основі рівняння Белмана, застосовуючи яке до виразу (5) отримано оптимальне управління, що задається рівністю

$$u = -(2N^T + B^T K^T)R^{-1}x. \qquad (6)$$

Узгоджене керування обтисненням зливку металу на блюмінгу передбачає одночасне формування сигналу завдання для верхнього і нижнього привода, що відповідає технологічній ситуації, що виникла в процесі функціонування об'єкта - стійкого або нестійкого режиму прокатки. Структурну схему системи узгодженого керування швидкістю обтискних валків на базі нечіткого контролеру та оптимальних стохастичних регуляторів наведено на рис. 3.

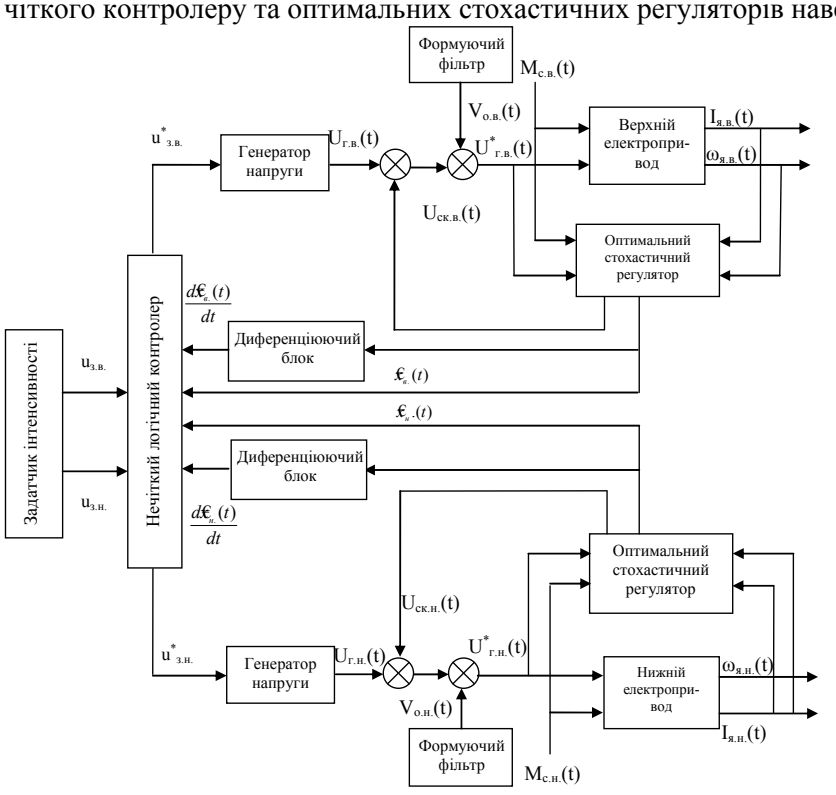


Рис. 3. Структурна схема системи узгодженого керування швидкістю обтискних валків на базі нечіткого контролеру та оптимальних стохастичних регуляторів

У даній системі для формування узгодженого керування швидкостями нижнього та верхнього валків використовується нечітка система логічного висновку Такагі-Сугено-Канга, сформована на основі формалізації дій персоналу в стійких та нестійких режимах прокатки. Основою для визначення оптимального співвідношення швидкостей верхнього та нижнього приводів є вхідні сигнали нечіткого контролера, які можна розділити на три групи:

задаючі сигнали із задатчика інтенсивності для верхнього і нижнього приводів: $u_{з.в}$ та $u_{з.н}$;

сигнали, відновлені спостерігачами стану Калмна-Бьюсі: пружні моменти в кінематичній лінії стану M_{ij}, кутові швидкості обертання якорів редуктора та валів - ω_1, ω_2, ω_3 та струму в якірних обмотках $I_{я.в}$, $I_{я.н}$;

сигнали, що характеризують швидкість зміни відновлених параметрів: прискорення обертання якорів редуктора та валів, швидкість зміни пружних моментів.

В нормальному режимі функціонування оптимальний стохастичний регулятор відпрацьовує сигнал завдання, забезпечуючи при цьому оптимальний за критерієм (5) характер динамічних процесів в приводних лініях стану на основі відновленого повного вектору стану. Розузгодження швидкостей обтискних валків, що виникає внаслідок дії перелічених вище факторів визначається нечітким контролером шляхом аналізу прискорень та швидкості зміни пружних моментів, що обчислюються у відповідних блоках. При цьому, якщо розузгодження швидкостей,

що виникло, не пов'язане із технологічною схемою прокатки, то на основі бази правил нечіткий логічний контролер змінює сигнали завдання швидкостей верхнього та нижнього двигунів відповідно до технологічної ситуації, що склалася.

Висновки та напрямок подальших досліджень. В даній статті наведено один із можливих підходів до керування обтисковою кліттю на блюмінгу в нестійких режимах прокатки, зокрема при виникненні буксувань в кліті, що базується на узгодженому формуванні керуючих впливів для кожної з індивідуальних приводних ліній верхнього та нижнього валків. Основу системи керування складає нечіткий регулятор, що формує керуючі впливи, використовуючи повний вектор стану об'єкта керування, що відновлюється стохастичним спостерігачем стану. Напрямком подальших досліджень є моделювання та дослідження динаміки запропонованої системи, а також адаптація спостерігаючого пристрою до зміни параметрів об'єкта керування, зокрема коефіцієнтів тертя між обтискними валками і зливком металу.

Список літератури

1. Хомяк А.В., Светличный А.В., Максаев А.П., Розкаряка П.И. Исследование нестационарных процессов работы главного электропривода блюминга // «Вісник СНУ». – 2001. – №3(37)

2. Иванченко Ф.К. Динамика и прочность прокатного оборудования / Ф.К. Иванченко, П.И. Полухин, М.А. Тылкин, В.П. Полухин. – М.: Металлургия, 1970. – 486с.

3. Кузнецов Б.И., Никитина Т.Б., Коломиец В.В., Кузнецова Л.Г. Цифровое нелинейное робастное управление главным электроприводом блюминга в режиме пробуксовки валков // Електромашинобудування та електрообладнання. – Одеса: 2006. – № 66. – С. 107-108.

4. Башарин А.В. Управление электроприводами: учебн. пос./ А.В. Башарин, В.А. Новиков, Г.Г. Соколовский. – Л.: Энергоиздат. Ленингр. отд-ние, 1982. – 392с.

5. Александров А.Г. Оптимальные и адаптивные системы. 2-е изд. – М.:«Высшая школа», 2003. – 279.

6. Рэй У. Методы управления технологическими процесами: Пер. с англ. М.: Мир, 1983. – 368с., ил.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 681.542.35

В.О. КОНДРАТЕЦЬ, А.М. МАЦУЙ, кандидати техн. наук, доц.
Кіровоградський національний технічний університет

ПОШУК ОПТИМАЛЬНИХ УМОВ ІДЕНТИФІКАЦІЇ РОЗРІДЖЕННЯ ПУЛЬПИ У ЗАВИТКОВОМУ ЖИВИЛЬНИКУ ІНФОРМАЦІЙНИМИ ТЕХНОЛОГІЯМИ

Запропоновано підхід пошуку ділянок незмінного значення випадкового процесу зміни тиску основного перетворювача у приймальному пристрої завиткового живильника інформаційними технологіями.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В Україні більшість металургійної сировини отримують збагаченням бідних залізних руд, де самим енерговитратним є процес їх подрібнення. Міцні залізні руди, частка яких в Україні є значною, подрібнюють відповідно технологічній схемі - стержневий млин у розімкнутому циклі, а кульовий млин - у замкнутому циклі з двоспіральним класифікатором. Кульовий млин, який подрібнює піски двоспірального класифікатора і несе основне навантаження, працює не в оптимальному режимі, оскільки у ньому не підтримується необхідне значення розрідження пульпи. За таких умов не забезпечується найбільш ефективне використання куль, футерівки, електричної енергії, що призводить до значних економічних збитків. Такий стан роботи технологічного обладнання не відповідає вимогам законодавства України про ресурсозберігаючі технології в енергетиці, промисловості та, зокрема, у гірничій галузі. На реалізацію цих задач спрямована також Державна науково-технічна програма "Ресурсозберігаючі технології нового покоління в гірничо-металургійному комплексі", затверджена Законом України "Про основи державної політики у сфері науки і науково-технічної діяльності" і, зокрема, плани наукової тематики Кіровоградського національного технічного університету та тема "Система комп'ютерної ідентифікації співвідношення тверде/рідке при подрібненні пісків класифікатора" (0107U005470). Оскільки дана публікація спрямована на розв'язання поставленої задачі, її тема є актуальною.

Аналіз досліджень та публікацій. Розрідження пульпи у кульових млинах даного циклу подрібнення не підтримується на необхідному рівні. Запропонований пристрій [1] не може ефек-

© Кондратець В.О., Мацуй А.М. , 2013

тивно використовуватися в наслідок можливого забивання каналу скрапом або сторонніми включеннями в процесі експлуатації. Основним фактором, що стримує автоматизацію даного технологічного процесу є відсутність пристрою, що вимірює розрідження пульпи у кульовому млині. Авторами даної публікації запропоновано підхід реалізації такого інформаційного пристрою. При цьому передбачено вимірювання рівня пульпи у приймальному пристрої завиткового живильника та її тиск у донній частині [2]. Рівень пульпи і її тиск у донній частині приймального пристрою при роботі завиткового живильника є випадковими процесами, що може приводити до значних похибок знаходження співвідношення руда/вода. Позбавитись цих похибок можливо лише за найкращих умов ідентифікації розрідження пульпи, однак їх ніхто не визначав.

Постановка завдання. Метою даної роботи є теоретичне обґрунтування оптимальних умов ідентифікації розрідження пульпи у завитковому живильнику інформаційними технологіями та їх реалізація.

Викладення матеріалу та результати. Попередніми дослідженнями доведено, що регулювати співвідношення руда/вода необхідно у приймальному пристрої завиткового живильника [3]. Вимірювати рівень і тиск пульпи найкраще безінерційним гідростатичним перетворювачем, виконаним у вигляді відкритого знизу циліндричного патрубка висотою 600 мм і внутрішнім діаметром 98 мм та з'єднаним через штуцер і гнучку імпульсну трубку з вторинним перетворювачем наднормального тиску САПФИР-22М-ДИ2120, який тиск повітря перетворює в електричний сигнал. Конструктивно використано два таких первинних перетворювачі зміщених на 50 мм по вертикалі один відносно одного. Кожний канал основного і додаткового первинного перетворююча працює у діапазоні вимірювання 0-10 кПа. Він являє собою підсилювальну динамічну ланку, яка не вносить викривлень у результат вимірювання в наслідок впливу ємнісного та чистого запізнювання.

Аналіз показав, що відкриті знизу первинні перетворювачі тиску пульпи необхідно періодично з'єднувати на певний короткий проміжок часу з атмосферою, а потім на тривалий час, що може дорівнювати двом годинам, знову опускати у пульпу у вихідне положення, яке відповідає вимірюванню технологічних параметрів. Це фіксується кінцевим вимикачем нижнього положення перетворювачів.

При переміщенні постійного магніту на певній відстані від лічильної головки у перетворювачі Холла виникає напруга. Крива залежності напруги Холла при проходженні постійного магніту має вигляд додатньої та від'ємної півхвилі з великою крутизною при проходженні через нульове положення. Це дозволяє фіксувати положення постійного магніту з великою точністю. Наприклад, якщо двопозиційний елемент, що спрацьовує від напруги перетворювача Холла, налагодити на переключення при 15 мВ, то при відстані 2 см між постійним магнітом і сприймаючою головкою в умовах зміни відстані на ±1 см задана точка фіксується з точністю ±1 мм. Така точність зберігається при зміні температури навколишнього середовища в межах -20…+50 С. Точність такого кінцевого перемикача можливо значно підвищити, оскільки крутизна зміни напруги Холла при малих відстанях значно підвищується. За умов значних коливань температури навколишнього середовища при відстані 0,5 мм похибка фіксування контрольованої точки може бути зниженою до 10 мкм. У кінцевому вимикачі відстань магніту від головки була встановлена на рівні 3 мм, що забезпечує високу точність встановлення первинних перетворювачів у вихідне положення, яке прямо впливає на абсолютну похибку визначення рівня пульпи. Як видно, ця похибка тут незначна і нею можна знехтувати.

При роботі завиткового живильника рівень і тиск пульпи є випадковими процесами, які формуються під впливом його захватних органів і потоку пульпи з піскового жолоба, нерівномірність якого визначається кількістю пісків і спіралями класифікатора. Забезпечення високої точності ідентифікації рівня пульпи і співвідношення руда/вода у приймальному пристрої визначається незмінністю вертикального положення первинних перетворювачів, встановленням їх у певному перерізі, фіксуванням параметрів тиску пульпи у одній точці і фазі коливання. Як було показано, вертикальне положення перетворювачів фіксується з великою точністю. Дослідженнями встановлено, що вимірювання повинні здійснюватись у середній точці приймального пристрою, яку з'єднує вертикаль з віссю обертання кульового млина. Невідповідність фази хвильового процесу при визначенні рівня і тиску пульпи як складових знаходження співвідношення руда/вода приводить до значних похибок, позбавитись яких можливо знаходженням оптимальних умов ідентифікації параметра. Тому критерієм оптимальності тут буде

незмінність фази хвильового процесу при знаходженні рівня і тиску пульпи.

Виконані теоретичні дослідження дозволяють скласти уяву про рух матеріалу у приймальному пристрої, однак остаточно висновки у даному випадку, коли процеси повністю математично не описуються, зробити не можливо. Зважаючи на це, проводилися експериментальні дослідження. За рядом причин такі дослідження у промислових умовах виконати не можливо, тому вони проводилися на фізичній моделі завиткового живильника. Фізична модель завиткового живильника була повною копією промислового агрегату. Вона мала базовий розмір L=300 мм, здійснювала 16,5 об/хв., а значення рівня рідини встановлювалося 25, 21, 17 мм. Передня стінка завиткового живильника виконана з прозорого матеріалу, на неї наносилася міліметрова шкала. У якості рідкого матеріалу використовувалася підфарбована вода. Цифрова відеокамера Panasonic NV-GS230 у кожну мить фіксувала значення рівня рідини по всій ширині приймального пристрою. Знімання хвильового процесу здійснювалося неперервно, а потім інформація переносилася у персональний комп'ютер з наступною обробкою матеріалу. У процесі обробки можливо було спостерігати хвильовий процес у динаміці, а також фіксувати у статиці будь-яке його миттєве положення. При двох захватних органах повний цикл зміни стану рідини відбувається за півоберту, що відповідає часовому проміжку 0…1,56 с. Реалізації випадкових процесів зміни рівня пульпи в середині приймального пристрою тривалістю 1,56 с при прийнятих усталених значеннях показника показані на рис. 1.

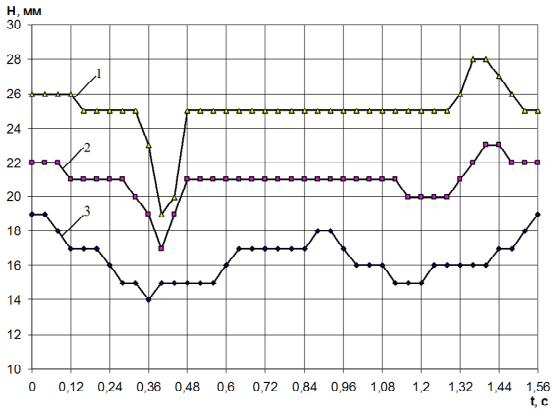


Рис. 1 Реалізації випадкових процесів зміни рівня рідини у приймальному пристрої за половину оберту при різних середніх значеннях показника, мм: *1* - 25; *2* - 21; 3 - 17

З рисунка видно, що інтенсивність зміни випадкових процесів залежить від усталених значень рівня пульпи. Інтенсивність тим вища, чим менше середнє значення рівня пульпи. Отримані випадкові процеси зміни рівня пульпи дають повну уяву про її поведінку при роботі завиткового живильника. При незмінному середньому значенні рівня пульпи ці випадкові процеси наближено повторюються. Вони можуть слугувати основою при знаходженні оптимальних умов ідентифікації співвідношення руда/вода у приймальному пристрої завиткового живильника.

Одним з найбільш простих підходів вимірювання технологічного параметра є фіксування вихідних величин перетворювачів безпосередньо перед входженням захватного органу завиткового живильника у пульпу, оскільки час заспокоєння рідкої суміші при цьому є найбільш тривалим. Це можливо здійснити керуванням процесу у часі, зважаючи на те, що швидкість обертання захватного органу завиткового живильника є незмінною. За точку відліку доцільно прийняти горизонтальне положення захватного органу. Звідси розпочинається відлік часу до моменту початку зняття інформації з перетворювачів тиску і відлік тривалості зняття значень тиску. Як показав аналіз та експериментальна перевірка, хвильовий процес у завитковому живильнику у режимі вільних коливань після виходу захватного органу з пульпи не заспокоюється настільки, щоб можливо було визначити співвідношення руда/вода з необхідною точністю, особливо при порівняно невеликій і близькій до неї витраті пісків.

Характер створення і затухання хвильового процесу у приймальному пристрої завиткового живильника та надходження хвильового потоку з піскового жолоба дозволяють допустити існування періодичного процесу коливань, параметри якого можливо використати при отриманні надійної інформації про процес з перетворювачів тиску. Такий процес, якщо він існує, може виявити кореляційна функція за умови великих значень тимчасового інтервалу τ і відсутності затухання. Нормовані кореляційні функції випадкового процесу зміни рівня пульпи у центральній частині приймального пристрою завиткового живильника при різних його середніх значеннях, отримані за експериментальними реалізаціями значної протяжності відповідно програмі MATLAB, показані на рис. 2.

З рис. 2 видно, що графіки нормованих кореляційних функцій мають складні окреслення, які змінюються з середнім значенням рівня пульпи. Однак за різних умов характер зміни є затухаючим, що приходить до нуля. Отже, кореляційні функції випадкових процесів зміни рівня

пульпи у приймальному пристрої завиткового живильника в часі не мають періодичної складової. Тому конкретний випадковий процес її також не містить і дану його властивість використати для отримання інформації про параметри пульпи на основі показань перетворювачів тиску не можливо.

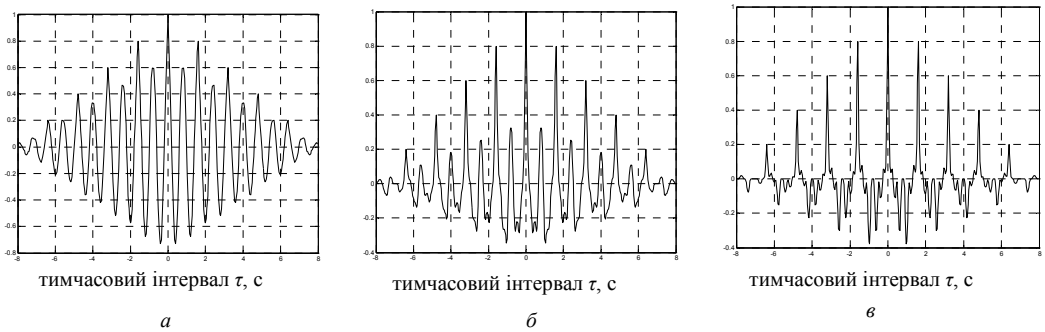


Рис. 2. Нормовані кореляційні функції випадкового процесу зміни рівня пульпи у центральній частині приймального пристрою завиткового живильника при різних середніх значеннях показника, мм: *а* – 17; *б* – 21; *в* – 25

Отримання середнього значення рівня пульпи у приймальному пристрої завиткового живильника та її розрідження здійснюється застосуванням інформаційних технологій. При цьому тиски первинних перетворювачів є випадковими функціями часу, густина руди – стала, що може приймати різні значення, атмосферний тиск – величина, що повільно змінюється. Реалізація математичних виразів для визначення рівня і тиску пульпи зумовлює нелінійність цих каналів. Враховуючи, що у цих каналах умова стаціонарності не виконується, описати їх з певним наближенням як нелінійні системи немає можливості. Проблемним тут є і забезпечення мінімуму середньої квадратичної похибки вихідного сигналу. Такі задачі відпрацьовані в теорії лінійних систем автоматичного регулювання, які знаходяться під впливом випадкових процесів, та в інформаційній техніці при кількох випадкових процесах на вході [4].

У даному випадку забезпечити мінімум середньої квадратичної похибки вихідних сигналів не можливо як у наслідок нелінійності, так і зважаючи на неможливість змінювати структуру і параметри каналів, які реалізують конкретні аналітичні залежності визначення вихідних величин. Зважаючи на це, єдиним підходом забезпечення необхідної точності визначення інформації є вплив на характеристики випадкових процесів – фільтрація випадкових сигналів перед їх обробкою, тобто, перетворення з метою зміни співвідношення між їх компонентами. Більш обґрунтованими і розповсюдженими є методи лінійної фільтрації. Для оцінки якості фільтрації введено кілька критеріїв. Оскільки цифрові фільтри володіють рядом переваг і ефективно працюють до сотень кілогерц, доцільно обрати для фільтрації сигналів цифрові фільтри, а в якості алгоритму фільтрації – розрахунок поточного середнього значення параметра на певному відрізку часу [5]. Цифрові фільтри випадкові процеси на їх входах переводять у невипадкові функції часу, які можуть східчасто змінюватися. Реалізація прийнятого алгоритму фільтрації передбачає визначення оптимального часового інтервалу згладжування сигналів. У даному випадку оптимальне значення інтервалу згладжування витікає з фізичного змісту задачі. Цикл зміни рівня пульпи відбувається за половину оберту кульового млина, тобто за 1,56 с. Однак хвильові процеси можуть дещо відрізнятися між собою в наслідок різної форми козирків захватних органів, різних фаз стану пульпи в момент входження захватного органа. Тому час згладжування сигналу можливо прийняти і дещо більшим – 3,12 с; 4,68 с; 6,24 с і т.д.

Випадкові сигнали перетворювачів практично однакові. Вони незначно різняться амплітудою і, як показали дослідження, мають у своєму складі найбільш високочастотну складову частотою f_B = 3,3 Гц. У теорії статистичної динаміки лінійних систем автоматичного управління доведено, що інтервал Δt знімання значень з неперервного процесу визначається залежністю $\Delta t \le 1/2f_B$, коли похибка не перевищує 2%. Для даного випадку $\Delta t \le 0{,}152$ с. Приймемо його у чотири рази меншим, тобто Δt = 0,04 с, підвищивши точність отримуваної інформації. Так можливо визначати середнє значення рівня пульпи у приймальному пристрої завиткового живильника.

Аналіз показав, що осереднені сигнали рівня і тиску пульпи не забезпечують необхідної точності визначення співвідношення руда/вода у приймальному пристрої завиткового живиль-

ника. У миттєвих значеннях сигналів рівня і тиску пульпи спостерігається неспівпадіння між рівнем і тиском середовища у приймальному пристрої у динамічних режимах, що приводить до значних похибок при ідентифікації. Тому, запобігаючи виникненню додаткової похибки, доцільно застосувати інший алгоритм цифрової фільтрації – пошук ділянок незмінного значення рівня пульпи у реалізаціях випадкового процесу. При цьому на даних ділянках фіксують показання перетворювачів і використовують їх при ідентифікації співвідношення руда/вода у приймальному пристрої. Це і будуть оптимальні умови ідентифікації технологічного параметра. Спрощена алгоритмічна схема знаходження ділянки випадкового процесу з незмінним рівнем сигналу основного перетворювача показана на рис. 3.

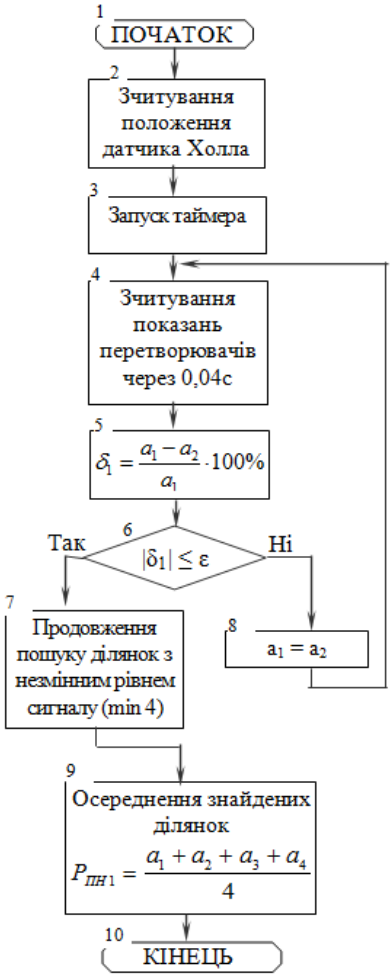


Рис. 3. Спрощена алгоритмічна схема знаходження ділянки випадкового процесу з незмінним рівнем сигналу основного перетворювача

На початку роботи алгоритму перевіряється положення первинних перетворювачів. Якщо вони знаходяться в нижньому положенні, то після проходження 10 с, починається пошук ділянки з незмінним рівнем сигналу. Спочатку запам'ятовується перше показання перетворювача, після проходження 0,04 с зчитується друге показання, вони між собою порівнюються. Якщо відносне відхилення між показаннями менше встановлених 3%, то запам'ятовуються обидва значення і порівнюються з наступними. Якщо відхилення більше 3%, перше значення видаляється, а друге запам'ятовується і порівнюється з наступним. Така процедура відбувається до тих пір, поки не буде знайдено не менше чотирьох показань. Після їх знаходження чотири значення перетворювачів осереднюються і запам'ятовуються, на цьому процедура пошуку ділянки випадкового процесу з незмінним рівнем сигналу закінчується. Пошук наступних ділянок відбувається за таким же алгоритмом, поки первинні перетворювачі знаходяться в нижньому положенні.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, для організації автоматичного керування розрідженням пульпи у кульовому млині, що подрібнює піски двоспірального класифікатора, необхідно ідентифікувати технологічний параметр у приймальному пристрої завиткового живильника. Для розв'язання цієї задачі слід знайти оптимальні умови ідентифікації, оскільки технологічна точка виявилася достатньо складною і не дозволяє забезпечити необхідну точність. Розглянуто можливі підходи забезпечення покращених умов ідентифікації параметра, однак вони не забезпечують достатньої точності. Показано, що оптимальним умовам ідентифікації розрідження пульпи відповідає ділянка випадкового процесу з незмінним рівнем сигналу основного перетворювача. Запропоновано алгоритм знаходження такої ділянки у процесі цифрової фільтрації.

Дані дослідження відкривають перспективу створення засобу ідентифікації співвідношення руда/вода у приймальному пристрої завиткового живильника, що забезпечує похибку, яка не перевищує рівня, встановленого для даних технологічних процесів.

Список літератури

1. А.с. 388790 СССР, МКИ B03b 11/00. Устройство для автоматического контроля загрузки и стабилизации разжижения пульпы в мельнице / **Ф.Н. Дегтярев, А.А. Мерзляков, В.А. Кондратец, В.И. Новохатько, Н.И. Кучма, Т.И. Гуленко** (СССР). – 1420849/29-33; заявл. 30.03.70; опубл. 05.07.73, Бюл. № 29.

2. Деклараційний пат. 7741 Україна, МКВ 7 B 03 B 11/00. Спосіб автоматичного контролю розрідження пульпи в млинах, що подрібнюють піски механічних класифікаторів / **Кондратець В.О., Мацуй А.М.**; заявник та патентовласник Кіровоградський національний технічний університет. – №20041007979; заявл. 01.10.2004; опубл. 15.07.2005, Бюл.№7.

3. **Кондратець В.О.** Дослідження кульового млина, що подрібнює піски класифікатора, по каналу розрідження пульпи / **В.О. Кондратець, А.М. Мацуй** // Техніка в сільськогосподарському виробництві, галузеве машинобудування, автоматизація: зб. наук. праць Кіровоградського національного технічного університету.– 2008.– Вип. 20. – С.

86-93.
4. **Свешников А. А.** Прикладные методы теории случайных функций / **Свешников А. А. –** М.: Наука, 1968. – 464 с.
5. **Алиев Т.М.** Измерительная техника / **Т. М. Алиев, А. А. Тер-Хачатуров**. – М.: Высшая шк., 1991. – 384с.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 622.331

В.О. ГНЄУШЕВ, канд. техн. наук, доц.,О.С. СТАДНИК, мол. наук. співроб.,
С.Р. БОБЛЯХ, канд. техн. наук, доц.
Національний університет водного господарства та природокористування

ВПЛИВ ВОЛОГОСТІ ВИСОКОЗОЛЬНОГО ТОРФУ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПНЕВМАТИЧНОЇ СЕПАРАЦІЇ

Проаналізовано можливий вплив різних форм вологи торфу на ефективність процесу пневматичної сепарації. Експериментально встановлено залежність середнього імовірнісного відхилення (за крупністю) при пневматичній сепарації торфу від вологості сировини та крупності розділення.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. В Україні торф використовується як місцеве комунально-побутове паливо на котельнях малої та середньої потужності у сільській місцевості та малих містах. Це дає змогу знизити залежність населення від дорого імпортного природного газу. Поряд із позитивом від зниження енергетичної залежності існує проблема якості торфової сировини. Більше половини балансових запасів є непридатними для використання у якості палива через некондиційну зольність. Кондиціювання високозольного торфу можливе за рахунок шихтування із кондиційним торфом та біомасою чи збагачення. Шихтування обмежується наявністю достатньої кількості кондиційної сировини необхідної для цього процесу. Збагачення високозольного торфу найбільш доцільне у процесі виробництва торфових паливних гранул та брикетів. Суть збагачення у процесі виробництва палив полягає у виділенні високозольної фракції класу крупності 0–1 мм чи 0–0,5 мм за допомогою пневматичної сепарації та використання її для підготовки сушильного агенту. Ефективність сепарації високозольного торфу суттєво залежить від вологості сировини. При виготовлені торфових палив можлива сепарація торфу із вологістю від 15 до 50 %.

Аналіз досліджень і публікацій. Торф є продуктом, який містить вологу усіх форм зв'язку з матеріалом за П.А. Ребіндером (хімічно зв'язану, фізико-хімічно зв'язану та фізико-механічно зв'язану). У процесі сушіння видаляється лише фізико-механічно зв'язана вода і частково – фізико-хімічно зв'язана. Вміст вологи у торфі визначає його густину, сипкість та міцність частинок, які, безпосередньо, впливають на процес пневматичної сепарації.

Поведінку частинок торфу у повітряному потоці визначає їх уявна густина. Залежність уявної густини частинок подрібненого торфу від вологості (досліджена М.В. Кісловим [1]) визначається значенням коефіцієнта a

$$a = \left(1 - (1 - k_1)\frac{w}{100}\right)^{\delta}, \qquad (1)$$

де k_1 - коефіцієнт, що залежить від виду торфу та ступеня його переробки (для низинного фрезерного торфу k_1=0,69-0,80); δ - емпіричний коефіцієнт (для низинного фрезерного торфу δ=-1) [1].

Підставивши значення вказаних коефіцієнтів у формулу (1), отримаємо межі зміни коефіцієнта a, становить 1-1,143 при зміні вологості від 0 до 50 %. Тобто густина органічної частини торфу може зрости на 14,3 %. При такій зміні уявної густини частинок торфу параметри пневматичної сепарації зміняться не суттєво. Отже, на ефективність сепарації торфу вологість впливатиме не за рахунок зміни густини, а за рахунок наявності поверхневої вологи на частинках торфу та їх недостатньої міцності.

Відомо, що негативний вплив вологості на суху сепарацію більш суттєвий у дрібних класах крупності, що пов'язано з їх великою питомою поверхнею [2,3] де зосереджується капілярна волога (фізико-механічно зв'язану). Для торфу існує критична вологість w_o, при якій поверхнева вологість частинок торфу наближається до нуля, тобто вплив вологості на процес сепарації стає несуттєвим. За дослідженнями, що виконувались методом диференційної скануючої кало-

© Гнєушев В.О., Стадник О.С., Боблях С.Р., 2013

риметрії [4], виявлено, що у торфі низинного типу залишається лише зв'язана волога (переважно адсорбційно зв'язана) при його вологості 27,5 %. Для деяких торфів (переважно верхових) це значення може досягати 50 % [4]. Отже, при вологості нижчій критичної може бути відсутній її вплив на ефективність пневматичної сепарації.

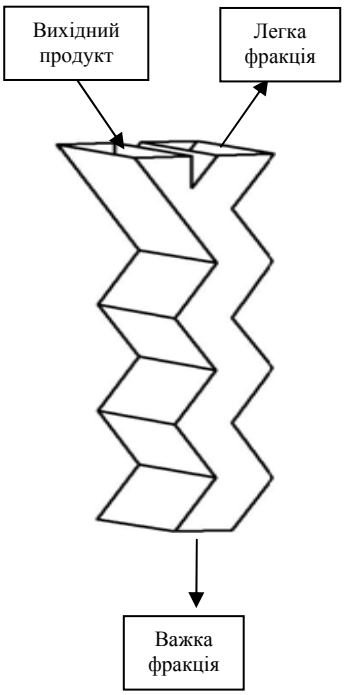
Попри наявність теоретичних уявлень про вплив вологості на ефективність пневматичної сепарації торфу експериментально цей процес не досліджений.

Постановка завдання. Основною задачею даної роботи є експериментальне дослідження впливу вологості високозольного торфу та крупності розділення на ефективність пневматичної сепарації.

Викладення матеріалу та результати. Для оцінки ефективності пневматичної сепарації у вертикальному потоці А.М. Зальцманом була застосована методика Тромпа [6]. Використаємо цю ж методику і для оцінки впливу вологості на ефективність пневматичної сепарації. За цією методикою ефективність сепарації визначається знанням середнього імовірнісного відхилення від крупності розділення E_{pm}, яке знаходиться за сепараційними характеристиками. Для визначення сепараційних характеристик процесу пневматичної сепарації потрібно знати два характерних параметри: середнє імовірнісне відхилення E_{pm} та значення крупності розділення d_p.

Експериментальне дослідження впливу вологості на процес сухої сепарації проводилися на прикладі пневматичної сепарації на лабораторному сепараторі типу «Зиг-заг» (рис. 1).

Рис. 1. Схема лабораторного сепаратора типу «зиг-заг»



Масова концентрація торфу в повітряному потоці у всіх дослідах становила 1,3-1,5 кг/кг. Для побудови сепараційних характеристик $E=f(d)$ розділові числа визначалися за формулою

$$E = \gamma_л \frac{\gamma_{iл}}{\gamma_{iв}}, \qquad (2)$$

де $\gamma_л$ - масовий вихід легкої фракції, ч. од.; $\gamma_{iл}$ - вміст i-го класу крупності у легкій фракції після сепарації, %; $\gamma_{iв}$ - вміст i-го класу крупності у вихідному продукті, %. Вміст i-го класу крупності у вихідному продукті знаходився з рівняння балансу продуктів збагачення, за вмістом i-го класу крупності у важкій фракції та масовими виходами важкої і легкої фракцій, відповідно.

Середнє імовірнісне відхилення визначалося за формулою

$$E_{pm} = \frac{d_{25} - d_{75}}{2}, \qquad (3)$$

де d_{25} та d_{75} - крупності, при яких розділове число рівне 0,25 та 0,75 ч. од. Зі збільшенням вологості та крупності розділення значення E_{pm} буде збільшується. Цю зміну виразимо через коефіцієнт впливу вологості k_w

$$E_{pmw} = E_{pm0} / k_w, \qquad (4)$$

де E_{pmw} - значення середнього імовірнісного відхилення при вологості w, ч.од; E_{pm0} - значення середнього імовірнісного відхилення отримане при вологості зразків нижчій критичної w_0. Коефіцієнт впливу вологості k_w було представлено як функцію від вологості та крупності розділення, яку визначимо за експериментальними даними

$$k_w = f(w, d). \qquad (5)$$

Оскільки вологість та крупність розділення є погано керованими факторами, виконувався пасивний експеримент із плановою зміною вологості від 5 до 50 % та крупності розділення від 0,5 до 1 мм. Повторність дослідів становила три рази. Фактичні значення вологості зразків торфу, які використовувалися в експерименті становили: 5,43 %, 16,33 %, 27,17 % та 48,95 %. Робочі швидкості повітряного потоку змінювалися у межах від 3,76 до 6,26 м/с.

За результатами дослідів отримані значення крупностей розділення менші від розрахункової крупності частинок середньої густини зразка, які повинні витати при цій швидкості. Це відхилення показане у вигляді коефіцієнту k, ч.од.

$$k = d_p / d_{розр.}, \quad (6)$$

де d_p та $d_{розр.}$ - фактична крупність розділення та розрахункова крупність витання частинок із заданими параметрами, розрахована за виразом одержаним із формули Смишляєва Г.К. для перехідного режиму повітряного потоку, м

$$d_{розр.} = \frac{v}{40{,}6 \cdot \sqrt[3]{\rho_ч^2}}, \quad (7)$$

де v - швидкість витання частинки, яка рівна вертикальній складовій робочої швидкості повітряного потоку у пневматичному сепараторі, м/с; $\rho_ч$ – середня уявна густина частинок високозольного торфу класу крупності, який відповідає крупності розділення, кг/м^3.

Залежність коефіцієнта k від крупності розділення рис. 2.

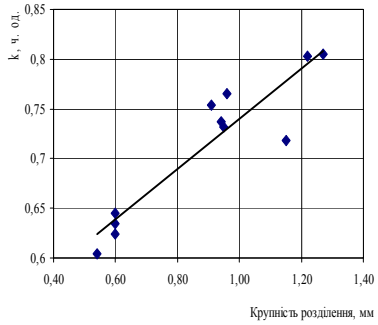


Рис. 2. Графік залежності коефіцієнта k від крупності розділення

Для цієї залежності отримане лінійне рівняння регресії

$$k = 0{,}25 d_p + 0{,}49. \quad (8)$$

Коефіцієнт детермінації для отриманого рівняння регресії рівний 0,86, а максимальна відносна похибка визначення коефіцієнта k становить 7,1 %. Отже, отже при зменшенні робочої швидкості повітряного потоку у пневматичному сепараторі відношення фактичної крупності розділення та відповідної розрахункової крупності зменшується.

Середнє імовірнісне відхилення при пневматичній сепарації залежить від вологості сировини та робочої швидкості розділення (або крупності розділення). Вплив цих факторів запропоновано враховувати коефіцієнтом k_w.

Графіки залежностей середнього імовірнісного відхилення E_{pm} та коефіцієнту впливу вологості k_w від вологості вихідного торфу при пневматичній сепарації зображено на рис. 3 та 4.

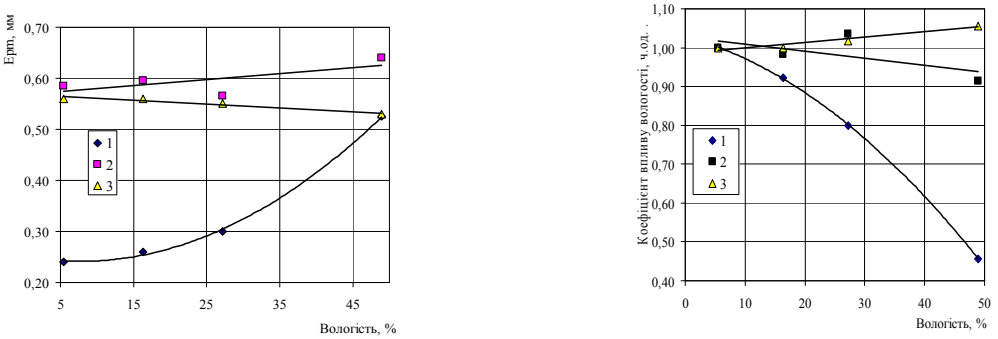


Рис. 3. Графік залежності середнього імовірнісного відхилення E_{pm} від вологості торфу
(1 – $d_{р. ср.}$ = 0,59 мм; 2 – $d_{р. ср.}$ = 0,94 мм; 3 – $d_{р. ср.}$ = 1,21 мм)

Для розрахунку значень коефіцієнта впливу вологості отримано рівняння регресії, ч.од

$$k_w = (1{,}2 - 2{,}3)\frac{w}{100} - (0{,}17d + 2{,}1)\frac{wd}{100}, \quad (9)$$

де w - вологість високозольного торфу, %; d - крупність розділення, мм.

Коефіцієнт детермінації для отриманого рівняння регресії становить 0,92, а максимальна відносна похибка 11,49 %.

Значення середнього імовірнісного відхилення при вологостях торфу нижчих критичної за даними [5] лінійно залежить від крупності розділення. Аналогічну залежність для отриманих експериментальних даних зображено на рис. 5.

Коефіцієнт детермінації для отриманого рівняння регресії рівний 0,85, а максимальна відносна похибка визначення середнього імовірнісного відхилення при вологості нижчій критичної становить 16,7 %.

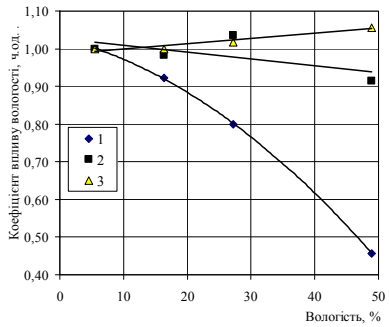


Рис. 4. Графік залежності коефіцієнта впливу вологості від вологості торфу, мм (*1* – $d_{р.\ ср}$ = 0,59; *2* – $d_{р.\ ср}$ = 0,94; *3* - $d_{р.\ ср}$ = 1,21)

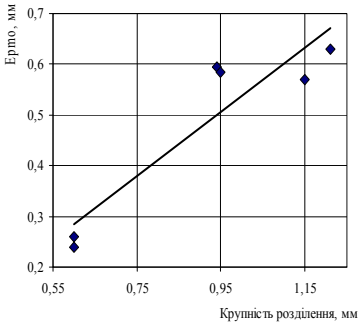


Рис. 5. Графік залежності середнього імовірнісного відхилення отриманого при пневматичній сепарації сухого торфу від крупності розділення

Отримане рівняння регресії має вигляд, мм

$$E_{рто} = 0{,}63d_p + 0{,}10\,. \qquad (10)$$

Отримані рівняння регресії дають можливість визначити сепараційні характеристики процесу пневматичної сепарації (сепаратором типу «Зиг-заг») при вологостях високозольного торфу від 5,43 до 48,95 % та крупностях розділення від 0,59 до 1,21 мм

Суттєвий вплив вологості на ефективність пневматичної сепарації спостерігається при крупностях розділення менших 0,94 мм. При вологості високозольного торфу до 30 %, її вплив на ефективність пневматичної сепарації не значний. При пневматичній сепарації торфу з вологістю більшою 40 % його частинки руйнуються при ударах об стінки сепаратора та налипають на їх поверхні. Це ускладнює процес сепарації торфу. Тому у виробничих умовах краще направляти на сепарацію високозольний торф із вологістю меншою 30 %, що відповідає вологості сировини після сушіння.

Висновок та напрямок подальших досліджень. Отже, вплив вологості високозольного торфу при пневматичній сепарації значно знижується при її значеннях менших 30 % та крупностях розділення більших 0,94 мм.

Список літератури

1. **Кислов Н.В.** Аэродинамика измельченного торфа [Текст] / **Н.В. Кислов**; под ред. И.И. Лиштвана. – Минск: Наука и техника, 1987. – 175 с.

2. **Анахин В.Д.** Вибрационные сепараторы [Текст] / **В.Д. Анахин, Д.А. Плисс, В.Н. Монахов**. – М.: Недра, 1991. – 157 с.

3. **Верхотуров М.В.** Сепарация влажных материалов [Текст] / **М.В. Верхотуров**. – Красноярск: Издательство Красноярского университета, 1987. – 136 с.

4. **Корінчук Д.М.** Розробка композиційного палива на основі торфу і рослинної біомаси для використання в теплоенергетичних установках. Автореферат дисертації на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук. – К.: Інститут технічної теплофізики НАН України. – 2010. – 20 с.

5. **Лиштван. И.И.** Физика и химия торфа: Учеб. пособие для вузов [Текст] / И.И. Лиштван, Е.Т. Базин, Н.И. Гамаюнов, А.А.Терентьев. – М.: Недра, 1989.– 304 с.

6. **Зальцман А.М.** Пневматическая сепарация торфа / А.М. Зальцман // Комплексное использование торфа. – Вып. 2. – АН БССР. – М.: Энергия, 1968. – С. 181-189.

Рукопис подано до редакції 21.03.13

УДК 622.7

Г.В. ГУБИН, В.И. МУЛЯВКО, доктора техн. наук, проф.,
Г.Г. ГУБІН, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИННОВАЦИИ ЖДУТ ПРИМЕНЕНИЯ

Предлагаются инновационные процессы и аппараты для измельчения, сухой магнитной сепарации и обезвоживания, которые позволяют повышать эффективность измельчения, организовывать сухое складирование хвостов и интенсифицировать обезвоживание соответственно.

© Губин Г. В., Мулявко В.И, Губін Г.Г., 2013

Проблема и ее связь с научной и практической задачей. В настоящее время перед обогащением полезных ископаемых остро стоит несколько проблем. Наиболее важные из них: энерго- и ресурсосбережение и связанное с этим комплексное использование недр и добываемого сырья, необходимость дальнейшего повышения качества продукции и извлечения полезных компонентов и, наконец, необходимость снижения нагрузки на экосистемы.

На шести ГОКах Украины эксплуатируется более 350 шаровых мельниц, которые расходуют примерно 3,6 млрд кВт·ч в год электроэнергии. Энергоемкость получения железорудных при этом составляет 110-115 кВт·ч/т, из них на долю обогатительного передела приходится 90-95 кВт·ч/т, в том числе на измельчение 55-60 кВт·ч/т.

Повышение эффективности измельчения и снижение и снижения расхода энергии достигается как за счет крупности дробленой руды, используя замкнутые циклы и более совершенные циклы, так и за счет повышения эффективности самого измельчения и классификации.

Анализ исследований и публикаций. Известно, что при традиционном измельчении в шаровых мельницах ударные нагрузки имеют наибольший удельный вес и достигают 85-90 %, тогда как на истирание приходится не более 10-15 %. При этом происходит нерациональное использование ударной нагрузки падающих шаров из-за значительного ее превышения над требуемой для измельчения. Так, например, величина энергии при падении шаров диаметром 60-125 мм достигает 0,3 кНм, а усилие и напряжение в контакте шара с футеровкой соответственно 600 кН и 2500 МПа, что в десятки раз превышает усилие необходимое для измельчения руды [1,2].

Изложение материала. Для уменьшения избыточной ударной нагрузки необходимо уменьшить высоту падения шаров и увеличить частоту ударов. Это возможно сделать за счет увеличения степени заполнения мельниц. Проведенные лабораторные исследования и промышленные испытания подтвердили возможность повышения производительности мельниц и снижения расхода электроэнергии на 15-25 % при повышении степени заполнения мельниц от 40 до 60 % [3,4].

Следует отметить еще одно направление повышения эффективности измельчения, вытекающее из дислокационного механизма образования трещин при разрушении – это электрическое воздействие на материал. Электрическое воздействие на измельчаемый материал приводит к ускорению движения дислокаций и концентрации их у поверхности срастания минералов, что, в свою очередь, способствует образованию микротрещин и последующему их развитию в магистральные трещины разрушения при внешних механических нагрузках.

Измельчение магнетитовых кварцитов с использованием электрообработки повышало производительность мельниц по классу минус 0,074 мм на 7-9 %, степень раскрытия рудных зерен на 3%, качество концентрата при одинаковом измельчении на 2 %, при этом энергетическая эффективность измельчения повышалась на 7,2-12,5 % [5].

Криворожским национальным университетом разработаны сепараторы, которые в зависимости от установки слабых или высокоинтенсивных магнитных систем могут использоваться для сухого обогащения кварцевых песков, редкометального сырья и различных продуктов, содержащих металлическое железо, магнитные и слабомагнитные соединения (графитовая и колошниковая пыль, мелкая фракция металлургических шлаков).

Разработаны два типа сепараторов - трубный и циклонный. Оба типа отличаются простотой конструкции и изготовления [6]. Трубный сепаратор является участком воздухопровода, а циклонный одновременно и обеспыливающим аппаратом. В отличие от традиционных магнитных сепараторов, где рабочей поверхностью является наружная часть вращающегося барабана, у новых сепараторов рабочей поверхностью служит внутренняя часть неподвижного вертикального барабана, вокруг которого вращается магнитная система (рис. 1).

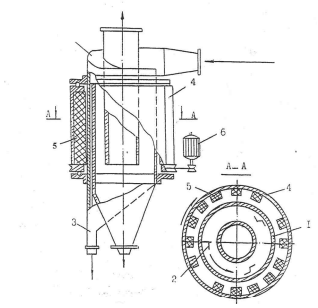


Рис. 1. Сухой магнитный сепаратор: *1* - корпус; *2* - магнитная ловушка; *3* - патрубок для удаления магнитной фракции; *4* - ферромагнитный кожух; *5* - магнитная система; *6* - электропривод магнитной системы

Новое поколение сухих сепараторов работает под разрежением, что позволяет устранить пыление в местах их установки. Сепараторы позволят организовать на ГОКах сухое складирование хвостов вместе с породами вскрыши в выработанное пространство рудников, что приведет к коренному улучшению экологической обстановки.

В настоящее время для раскрытия минералов требуется все бо-

лее тонкое измельчение. Снижение крупности измельчения приводит к значительному росту удельной поверхности продуктов обогащения и увеличению их влагоемкости. Повышение удельной поверхности концентратов сильно затрудняет процесс их обезвоживания, приводит к снижению производительности фильтров, росту затрат на удаление влаги и повышению влажности готовой продукции.

В Криворожском национальном университете на протяжении ряда лет велись работы по интенсификации обезвоживания с помощью постоянного электрического тока. Идея работы заключалась в использовании явления электроосмоса при обезвоживании тонкодисперсных материалов в процессе вакуумного фильтрования [9].

Показано, что при наложении электрического поля происходит снижение количества влаги в осадке, как за счет электроосмотического движения жидкости, так и за счет джоулева разогрева системы. Установлено, что с увеличением напряженности электрического поля влажность осадка снижается во всех случаях, однако скорость снижения влажности зависит от концентрации солей жесткости. При некоторой напряженности поля скорость снижения влажности достигает максимального значения. С увеличением жесткости воды экстремальная точка смещается в область низких полей. Скорость фильтрования возрастает во всем диапазоне напряженностей электрического поля. Вместе с тем предельная влажность осадка в зависимости от жесткости воды достигается при различной напряженности поля. Например, влажность осадка равная 6 % достигается в поле 120 В/см при жест кости воды 6,6 мг·экв/л. Такая же влажность осадка, при концентрации солей жесткости жидкой фазы 53,6 мг·экв/л имеет место при напряженности поля 50 В/см [7-9].

В результате теоретических и экспериментальных исследований, было разработано устройство к дисковому вакуум-фильтру для электрообработки осадка (рис. 2).

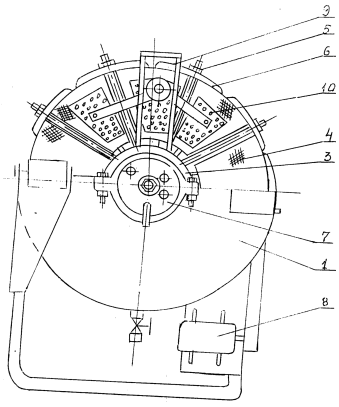


Рис. 2. Принципиальная схема дискового вакуум - фильтра с электроосмотическим устройством: *1* - ванна; *2* - пустотелый ячеистый вал; *3* - опорные подшипники; *4* - перфорированные сектора; *5* - шпильки; *6* - накладки; *7* - распределительная головка; *8* - привод фильтра; *9* - рама; *10* - электрод

Испытания фильтра в промышленных условиях показали, что удельная производительность составила 0, 55-0,86 т/м^2·ч при изменении удельной производительности от 178 до 183 м^2/кг.

При напряженности электрического поля 20-26 В/см снижение влажности составляет 0,7-1,9 % (абс.) в зависимости от частоты вращения диска, а удельный расход электроэнергии достигает 0,8 и 2,5 кВт·ч/т при снижении влажности на 0,5 и 1 %.

Висновки. Проведенные испытания позволили разработать чертежи электроосмотического устройства к стандартному дисковому вакуум-фильтру.

В заключение хотелось бы сказать, что несмотря на трудное экономическое положение в котором сейчас находится Украина, научно-исследовательские и проектные организации, предприятия и промышленные предприятия разрабатывают и осваивают новую технику и технологию обогащения полезных ископаемых. Хотелось бы иметь взаимовыгодное научно-техническое и коммерческое сотрудничество в этой области с другими странами.

Список литературы

1. **Маргулис В. С.** Определение оптимальной степени заполнения объема мельниц измельчаемым материалом. Обогащение руд черных металлов.- Вып.3. – М.: Недра. – 1975. – С. 15-20.

2. **Андреев С. Е., Перов В. А., Зверевич В. В.** Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд., перераб. и доп. - М.:, Недра, 1980. - 415 с.

3. **Шестаков А. М. Губин Г. В.** Повышение эффективности работы шаровых мельниц.//Черная металлургия: Бюл. научн.- техн. инф. - №3. – М. – 1990. – С. 43-44.

4. **Губин Г. В., Шестаков А. А., Шестаков А. М.** Энергосберегающие режимы барабанных мельниц// Разраб. руд. месторожд. – Вып. 59. – Кривой Рог: КТУ. – 1996. – С. 68-70.

5. **Губин Г. В., Ткач В. В., Губин Г. Г.** Электрокинетические явления и дислокационный механизм разрушения руд при измельчении// Разработка рудных месторождений. Научно-технич. сборн. Вып.72, Кривой Рог, 2000 г., с. 57-61.

6. **Губин Г. В., Мулявко В. И.** Безводная технология обогащения окисленных железистых кварцитов// Вісник КТУ. – Вип. 8. – Кривий Ріг: КТУ. – 2005. – С 71-74

7. **Губин Г.Г.** Влияние джоулева тепла при электроосмотической интенсификации обезвоживания суспензии// Разраб. рудн. месторожд. – Вып.82. – Кривой Рог: КТУ. – 2003. – С. 93-98.

8. **Губин Г.Г.** Теоретические предпосылки интенсификации процесса обезвоживания с использованием электроосмоса// Сб. научн. тр.– Кривой Рог: Ин-т Механобрчермет, 1999 г. – Ч.3. – С. 90-94.

9. **Губин Г.Г.** Электроосмотическая интенсификация обезвоживания дисперсных материалов в условиях повышенной минерализации жидкой фазы// Разраб. рудн. месторожд. – Вып.81. – Кривой Рог: КТУ. – 2002. – С. 94-99.

Рукопись поступилап в редакцию 18.03.13

УДК 621.926: 534.16

Е.В. КОЧУРА, д-р техн. наук, проф.,
ФАРИС САМИР РАСМИ АЛЬХУРИ, аспирант, ГВУЗ «Национальный горный университет»

АВТОМАТИЗАЦИЯ РАСКРЫТИЯ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ ВО ВТОРЫХ И ТРЕТЬИХ СТАДИЯХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Наведено наукове обґрунтування функціональної схеми автоматизації розкриття залізної руди в кульових млинах других та третіх стадіях подрібнення магнітозбагачувальних фабрик

Проблема и ее связь с практическими задачами. Научной проблемой является обоснование функциональной схемы автоматизации управления раскрытием руды с переменными свойствами в шаровых мельницах, работающих во вторых и третьих стадиях измельчения железных руд магнитообогатительных фабрик. Решение этой проблемы позволяет автоматически раскрывать измельчением железную руду с переменными физико-механическими свойствами и обеспечить повышение технико-экономических показателей обогащения железных руд. Поэтому эта проблема является актуальной.

Анализ исследований и публикаций. В большинстве работ по автоматизации процессов измельчения основное внимание уделяется автоматизации шаровых мельниц, работающих в первых стадиях измельчения в замкнутом цикле со спиральными классификаторами. Известные принципы автоматизации вторых стадий измельчения [1] повторяют принципы автоматизации первых стадий измельчения. Однако технологические требования к автоматизации первых и вторых стадий различны. Поэтому и принципы автоматизации первых и вторых стадий измельчения должны быть разными. Первая стадия измельчения относится к процессам рудоподготовки. Здесь главным является предварительное измельчение исходной руды с последующим выделением максимального количества бедных фракций и пустой породы. Задачей вторых стадий измельчения является раскрытие рудных сростков в промежуточном продукте, поступившем на вторую стадию обогащения после первой стадии. В настоящее время отсутствуют научно обоснованные принципы автоматизации управления раскрытием руды в шаровых мельницах, работающих во вторых стадиях магнитообогатительных фабрик.

Постановка задания. Требуемая крупность измельчения железной руды определяется требуемой массовой долей железа в продукте измельчения в соответствии с технологической картой. Требуемая крупность измельчения не может быть обеспечена известным критерием управления «максимальная производительность по классу -0,074 мм» по трем причинам: шаровая мельница работает в середине технологической линии и ее производительность задается производительностью предыдущего оборудования и не может быть максимальной; требуемая крупность измельчения задается крупностью вкрапления железа и является величиной переменной, а не фиксированной, равной 0,074 мм. Кроме того во вторых стадиях измельчения применяются шаровые мельницы с центральной разгрузкой, а не мельницы с решеткой как в первых стадиях измельчения. Целью настоящей статьи является разработка принципов автоматизации шаровых мельниц, работающих последовательно с магнитным сепаратором, на основе моделирования процессов измельчения и магнитной сепарации железных руд.

Изложение материала. Рассмотрим математическую модель шаровой мельницы. Уравнение Тунцова-Загустина определяет кинетику измельчения и имеет вид

$$\frac{1}{\bar{d}_2} - \frac{1}{\bar{d}_1} = k_1 t\,, \qquad (1)$$

где $\bar{d}_1, \bar{d}_2$ - соответственно средние крупности руды на входе и выходе мельницы; t - время измельчения; k_1 - постоянный коэффициент определяющий условия измельчения. Время измельчения определяется временем нахождения руды в мельнице [1]

© Кочура Е.В., Фарис Самир Расми Альхури, 2013

$$t = \frac{M_{П}}{Q_{П}} = \frac{L \cdot \varphi_p \pi R^2 \gamma_{П}}{Q_{П}}, \quad (2)$$

где $M_{\text{п}}$ - масса пульпы в мельнице; L - длина барабана мельницы; φ_p - степень заполнения мельницы рудой; R - радиус барабана мельницы; γ_p - плотность пульпы в мельнице; Q_p - производительность мельницы по рудной пульпе.

Так как во вторых стадиях измельчения работают шаровые мельницы с центральной разгрузкой, то в номинальных режимах работы φ_p =const и время измельчения определяется плотностью пульпы γ_p. Плотность пульпы в мельнице определяется массовыми расходами руды в мельницу Q_p и воды W. В соответствии с [1] при условии, что плотность воды $\gamma_B = 1 \ т/м^3$

$$\gamma_{П} = \frac{\gamma_p (Q_p + W)}{Q_p + W\gamma_p}, \quad (3)$$

где γ_p - плотность руды.

Уравнения (1), (2), (3) представляют собой математическую модель шаровой мельницы с решеткой. Из уравнений (1), (2), (3) следует

$$k_1 = \frac{k_p \cdot P_m \cdot \gamma_p}{6\gamma_{П} \cdot \varphi_p \pi R^2 L}, \quad (4)$$

где k_p - коэффициент Реттингера; P_m - активная мощность, потребляемая мельницей.

Для согласования моделей измельчения и раскрытия руды необходимо знать среднюю крупность руды в разгрузке мельницы. Известно [1], что после измельчения массу частиц можно обосновать функцией распределения или уравнением Розина-Раммлера

$$f(d) = Ae^{-Ad}, \quad (5)$$

где $A = -\ln V/D$; D - максимальный размер ячейки сита, остаток в котором равен υ=0,05.

Математическое ожидание крупности частиц

$$M(d) = \bar{d} = \int_o^\infty df(d)\partial d = \tfrac{1}{A}. \quad (6)$$

Если функция распределения крупности частиц задана гистограммой, что часто бывает на практике, то выход γ или содержание готового класса C_{p_2}

$$C_{p_2} = \gamma \approx l_p \cdot A, \quad (7)$$

откуда $A = C_{p_2}/l_p$, где l_p=0,074 мм «готовый класс».

Средняя крупность частиц, поступающих на магнитную сепарацию определяется выходом готового класса в разгрузке мельницы

$$\bar{d} \approx \frac{1}{A} \approx \frac{l_p}{C_{p_2}}. \quad (8)$$

Модели формирования активной мощности электродвигателя барабана мельниц представлены в работах [1], [2]. Воспользуемся объединенной моделью раскрытия Уигла и Ди с моделью магнитной сепарации, соответствующей ступенчатой сепарационной характеристике магнитного сепаратора. Будем считать, что при обогащении магнитной руды продукт, поступающий на магнитную сепарацию, состоит из трех компонентов: A - пустая порода; B - магнетит; AB - сростки. Содержание магнитного железа в сростках

$$\alpha_{AB} = \frac{C_{AB} \cdot \rho_B \cdot F_{eM}}{C_{AB}\rho_B - (1 - C_{AB})\rho_A}, \quad (9)$$

где C_{AB} - средний состав нераскрытых частиц (сростков); ρ_B - плотность магнетита; F_{eM} - содержание железа в магнетите; ρ_A - плотность пустой породы.

$$C_{AB} = \frac{V_B - P_B}{P_{AB}}, \quad (10)$$

где V_B - объемное содержание магнетита в исходной руде; P_B - массовая доля магнетита; P_{AB} -

массовая доля сростков.

$$P_B = \frac{(k-1)^3}{k^3}\cdot\frac{1}{n+1} + \frac{3(k-1)^2}{k^3}\cdot\left(\frac{1}{n+1}\right)^2 + \frac{3(k-1)}{k^3}\cdot\left(\frac{1}{n+1}\right)^4 + \frac{1}{k^3}\left(\frac{1}{n+1}\right)^8, \quad (11)$$

где k - отношение среднего размера зерна магнетита $\bar{d}_{BK}$ к размеру частицы $\bar{d}_2$, т.е. $k = \frac{\bar{d}_{BK}}{\bar{d}_2}$; n - коэффициент состава, равный отношению объема A к объему B в агрегате, т.е. куске руды

$$P_{AB} = \frac{3(k-1)^2}{k^3}\cdot\left[\frac{(n+1)^2-(n^2+1)}{(n+1)^2}\right] + \frac{3(k-1)}{k^3}\times\left[\frac{(n+1)^4-(n^4+1)}{(n+1)^4} + \frac{1}{k^3}\left[\frac{(n+1)^8-(n^8+1)}{(n+1)^8}\right]\right]. \quad (12)$$

Следовательно, содержание железа в слое концентрата на барабане магнитного сепаратора при условии, что все частицы, содержащие ценный минерал *B*, должны перейти в концентрат, а все частицы пустой породы должны перейти в хвосты, т.е. при идеальной сепарационной характеристике сепаратора массовая доля железа в концентрате будет равна

$$\alpha = \alpha_B \cdot P_B + \alpha_{AB} \cdot P_{AB}, \quad (13)$$

где α_B - массовая доля железа в магнетите; α_{AB} - массовая доля железа в сростках.

Известно, что магнитная проницаемость концентрата описывается формулой К. Лихтенекера

$$\bar{\mu} = \mu_c^{\alpha}, \quad (14)$$

где μ_c - магнитная проницаемость смеси частиц, содержащих вещество магнетита.

Известно, что $\bar{\mu}_c = 1 + \bar{x}_c$, где x_c - магнитная восприимчивость смеси частиц, содержащих магнетит. В соответствии с [2] магнитная восприимчивость смеси частиц, содержащих магнетит

$$\bar{x}_c = \frac{x_M \bar{d}^2}{k_1 10^{-n} + \bar{d}^2}, \quad (15)$$

где x_M - магнитная восприимчивость вещества магнетита; $\bar{d}$ - диаметр или крупность частиц продукта измельчения; k_1 - коэффициент (для руд Кривого Рога k_1 =2); n - коэффициент, зависящий от выбора системы единиц (в системе СИ n=4).

Модель формирования радиальной составляющей напряженности магнитного поля в рабочей зоне сепаратора выделения концентрата описывается уравнением Файнштейна-Федорова [2]

$$H_R = \left(\frac{PH_o R_o^P \psi_1}{\psi} R_2^{-P-1} + \frac{2PH_o\psi_2}{R_1^{2P}\psi} R_2^{2P-1}\right)\cos P\varphi; \quad (16)$$

$$\left.\begin{aligned} \psi &= \left(1 - \bar{\mu}^* \frac{\gamma}{P}\right) + \lambda_1^{-2P}\left(1 + \bar{\mu}^* \frac{\gamma}{P}\right) \\ \psi_1 &= 1 - \bar{\mu}^* \frac{\gamma}{P} \\ \psi_2 &= 1 + \bar{\mu}^* \frac{\gamma}{P} \\ \lambda_1 &= \frac{R_1}{R_0};\ \bar{\mu}^* = \frac{\bar{\mu}}{\mu_0};\ \bar{\mu} = \mu_M^{\alpha} \\ \gamma &= \frac{\beta}{2} + \sqrt{\frac{\beta}{\lambda} + P^2} \end{aligned}\right\}, \quad (17)$$

где H_o - напряженность магнитного поля на поверхности магнитных полюсов; R_o - радиус магнитной системы сепаратора; $\bar{\mu}^*$ - относительная магнитная проницаемость концентрата; R_1 - радиус барабана сепаратора; P - количество пар полюсов магнитной системы; β - показатель степени экспоненциального закона распределения содержания железа вдоль радиуса слоя концентрата R_1.

По формулам (1)-(12) для шаровой мельницы МШУ3,6×4,0 последовательно работающей с магнитным сепаратором ПБМ-ПП-120/300 были построены теоретические кривые раскрытия руды во второй стадии измельчения для трех типов руд. Эти кривые представлены на рис. 1.

Анализ этих кривых показывает функциональную связь между степенью раскрытия руды измельчением в мельнице второй стадии и массовой долей железа в концентрате магнитного

сепаратора.

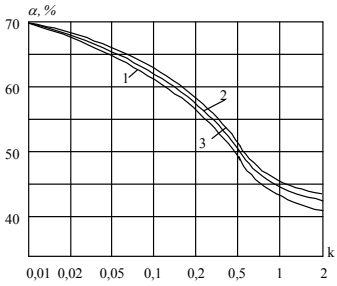


Рис. 1. Теоретические кривые раскрытия руды во второй стадии измельчения: 1-α_p=20%; 2 -α_p=25%; 3 -α_p=30%; *k* - коэффициент раскрытия

С учетом формул (13), (14), (15) была построена зависимость радиальной составляющей напряженности магнитного поля H_R в рабочей зоне выделения концентрата сепаратора от средней крупности помола руды в мельнице d_2. Эта зависимость представлена на рис. 2. Из рис. 2 следует, что радиальная составляющая напряженности магнитного поля в рабочей зоне магнитного сепаратора зависит от крупности помола руды в мельнице второй стадии измельчения.

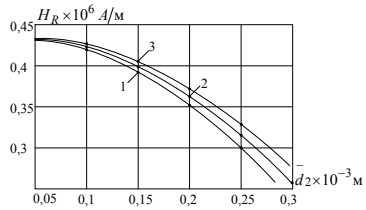


Рис. 2. Теоретическая зависимость радиальной составляющей напряженности магнитного поля H_R в рабочей зоне выделения концентрата сепаратора от средней крупности помола руды $\bar{d}_2$. 1-α_p=20%; 2 -α_p=25%; 3 -α_p=30%

На рис. 3 представлены регулировочные характеристики шаровой мельницы второй стадии последовательно соединенной с магнитным сепаратором.

Анализ рис. 3 показывает, что изменяя плотность пульпы в шаровой мельнице с центральной разгрузкой можно управлять радиальной составляющей напряженности магнитного поля в рабочей зоне сепаратора, и, с учетом зависимостей рис. 1,2, крупностью помола и раскрытием руды в шаровой мельнице.

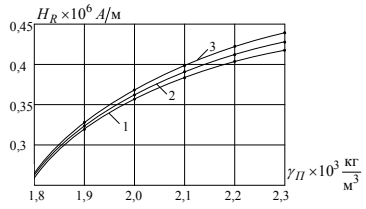


Рис. 3. Регулировочные характеристики шаровой мельницы работающей последовательно с магнитным сепаратором $H_R = f(\gamma_{.П})$. 1-α_p=20%; 2 -α_p=25%; 3 -α_p=30%

Функциональная схема автоматизации второй стадии измельчения представлена на рис. 4.

Обозначения на рис. 1: *1* - гидроциклон; *2* - шаровая мельница; *3* - магнитный сепаратор; *4* - регулирующий орган расхода воды; *V* - расход воды в мельницу; α - массовая доля железа в концентрате; $\bar{d}_1, \bar{d}_2$ - соответственно средние крупности руды в загрузке и разгрузке мельницы; H_R - радиальная составляющая напряженности магнитного поля в рабочей зоне сепаратора; *P* - регулятор.

Результаты. Предложена математическая модель технологического комплекса, состоящего из шаровой мельницы, последовательно соединенной с магнитным сепаратором.

Рассмотрено математическое описание процесса раскрытия железной руды измельчением и моделирование изменения напряженности магнитного поля сепаратора в рабочей зоне под воздействием слоя измельченного магнитного продукта.

В результате исследования полученной модели с позиций задач управления установлено, что в технологическом комплексе второй стадии измельчения магнитной сепарации железных руд барабанный магнитный сепаратор является естественным автоматическим анализатором степени раскрытия железной руды измельчением в шаровой мельнице, последовательно соединенной с этим сепаратором.

Массовая доля железа в концентрате магнитного сепаратора, обогащающего продукт измельчения железной руды в шаровой мельнице, является мерой раскрытия руды измельчением и обратно пропорциональна крупности частиц твердой фазы пульпы в разгрузке шаровой мельницы.

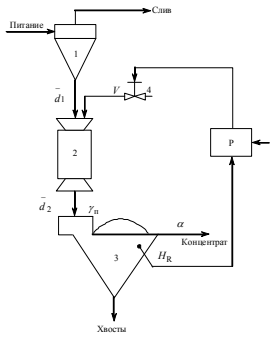


Рис. 4. Функциональная схема автоматизации второй стадии измельчения

Это, в отличие от зависимости массовой доли железа, от крупности частиц твердой фазы пульпы в сливе классифицирующего аппарата, позволяет непосредственно управлять раскрытием руды измельчением путем изменения скорости движения руды в мельнице регулированием расхода воды в мельницу.

Предложена функциональная схема автоматизации раскрытия железной руды во второй и третьей стадиях измельчения.

Выводы. В результате исследования установлено, что:

барабанный магнитный сепаратор, находящийся в технологиче-

ском комплексе второй стадии измельчения магнитной сепарации железных руд, является естественным автоматическим анализатором степени раскрытия железной руды;

мерой раскрытия руды измельчением является массовая доля железа в концентрате магнитного сепаратора, которая обратно пропорциональна крупности частиц твердой фазы пульпы в разгрузке шаровой мельницы. Это позволяет непосредственно управлять раскрытием руды измельчением путем изменения скорости движения руды в мельнице регулированием расхода воды в мельницу;

массовая доля железа в концентрате магнитного сепаратора и радиальная составляющая напряженности магнитного поля в рабочей зоне сепаратора обратно пропорциональны степени раскрытия и крупности помола руды в шаровой мельнице;

регулирование плотности пульпы в разгрузчике шаровой мельницы по величине радиальной составляющей напряженности магнитного поля в рабочей зоне магнитного сепаратора, последовательно соединенного с шаровой мельницей, можно использовать в качестве управляющего воздействия раскрытия железной руды во второй стадии измельчения магнитной сепарации.

Перспективы дальнейших исследований заключаются в экспериментальной проверке полученных в результате моделирования теоретических зависимостей и разработке на их основе системы автоматического контроля и регулирования раскрытия руды в шаровой мельнице второй и третьей стадии измельчения.

Список литературы

1. Справочник по обогащению руд: обогатительные фабрики / Под ред. **О. С. Богданова**. – М.: Недра 1994.– т.4 – 346 с.

2. Метод автоматического контроля массовой доли железа в концентрате магнитного сепаратора / **Кочура Е. В., Ислам Абдельхамид Юсеф Аль Бостанжи** // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №10 . – С. 86-89.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.766

Н.В. КУШНІРУК, канд.техн.наук, доц.,
В.В. КОМОГОРЦЕВА, магістр ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ОКИСЛЕНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД У ВІТЧИЗНЯНІЙ І ЗАРУБІЖНІЙ ПРАКТИЦІ

Виконано аналіз розроблених та введених до експлуатації технологій збагачення окислених залізних руд в Україні та за її межами. Виявлені найбільш прогресивні технологічні рішення в схемах та устаткуванні, що використовується. Визначенні основні напрямки подальших досліджень і конструктивних розробок.

Постановка проблеми. Стрімкий зріст чорної металургії потребує підсиленого розвитку видобутку залізорудної сировини із залученням у переробку залізистих кварцитів, які видобуваються. Від якості концентрату і підготовлених з нього агломерату та обкотишів залежать техніко-економічні показники роботи металургійних підприємств і собівартість металу. Однією з альтернативної сировини є окислені залізисті руди. Тому освоєння збагачення даного виду сировини в Україні та за її межами є однією з найважливіших задач, що стоять перед залізорудною промисловістю. Оскільки ці руди у ряді випадків видобувають разом з магнетитовими кварцитами, в якості розкривних порід та складують їх у відвали, вони складають дуже великі перспективні запаси залізних руд, що дають можливість розширити сировинну базу металургійної промисловості.

Світовий огляд технології збагачення показує можливість отримання концентрату з окислених залізних руд використовуючи різні методи збагачення та отримання концентрату з вмістом цінного компоненту до 64 %.

Для одержання залізорудних концентратів високої чистоти кращою вихідною сировиною можуть служити багаті окислені руди підземного видобутку.

Аналіз досліджень і публікації. На зарубіжних фабриках застосовують найрізноманітніші методи збагачення окислених залізних руд: промивку, збагачення на відсадкових машинах, гвинтових сепараторах, у важких суспензіях; флотаційне збагачення, магнітне збагачення в сильному магнітному полі на індукційно-роликових і поліградієнтних сепараторах, електричну сепарацію. Ведуться розробки нових конструкцій устаткування для магнітного збагачення в сепараторах з надпровідною магнітною системою і іншого устаткування.

Проблема залучення в переробку окислених залізистих кварцитів виникла більше 35 років

© Кушнірук Н.В., Комогорцева В.В., 2013

тому з введенням в експлуатацію перших гірничо-збагачувальних комбінатів з видобутку та переробці магнетитових кварцитів. Більшість родовищ магнетитових руд має зону окислення різної глибини. Запаси окислених залізистих кварцитів в Кривбасі і КМА складають 15-20 % загальних запасів залізистих кварцитів. В умовах, коли глибина кар'єрів магнетитових руд - 1100 м, окислений залізняк повинен розглядатися як основне джерело сировини для нарощування і підтримки потужностей гірничо-збагачувальних комбінатів.

Постановка завдання. Для розробки оптимальної схеми збагачення окислених залізних руд необхідно зробити аналіз світової практики залучення до виробництва даного виду сировини. Проаналізувати позитивні та негативні сторони кожної зі схем, що дозволить визначитися з напрямком подальших досліджень.

Викладення матеріалу та результати. В теперішній час за кордоном в промисловому масштабі для обробки дуже тонковкрапленних окислених кварцитів застосовується тільки флотаційне збагачення на збагачувальній фабриці - Тілден (США) [1].

При збагаченні руди на фабриці Тілден застосовують зворотню катіонну флотацію (при pH=11,8) з попередньою селективною флокуляцією оксидів заліза і знешламленням для видалення диспергованних порідних шламів (при pH=11,0-11,5, за іншими даними pH=10,5-11,0) [2].

У практиці збагачення гематитових руд за кордоном поширення набули пряма і зворотна флотації. На фабриці Гроувленд, яка включає попередню мокру магнітну сепарацію і флотацію хвостів магнітної сепарації використовують наступні реагенти: збирачі - жирні кислоти, сульфований гас 899, зпінювач - мазут, регулятор середовища - сірчана кислота і депресор - силікат натрію. Флотація ведеться в кислому середовищі при pH=5,6.

Було також виявлено, що окислені середньовкрапленні кварцити збагачують (на фабриці Ріпаблік, США) методом прямої аніонної флотації. При крупності подрібнення 0,2(0,3) мм (45-50% класу мінус 0,044 мм) з виділенням концентрату з масовою часткою заліза 62 %. Частина концентрату (без його подрібнення) підлягає доведенню методом знешламлення, частина подрібненого (до 80 % класу мінус 0,044 мм) концентрату - флотаційному доведенню при температурі пульпи 99°С також з подальшим знешламленням [4].

Для підготовки руди до флотації застосовують схему стадійного дроблення і стандартного подрібнення в стержньових і кульових млинах. При цьому з руди зі з масовою часткою Fe 36-39 % одержують концентрат з 65,3% при достатньо високому (84,3%) вилученні заліза.

На фабриці Бразилії, що переробляє крупновкраплену гематит-ітабирітову руду, що зі вмістом заліза загального 40-50 %, в останні декілька років отримало розвиток збагачення ітабіритів з використанням магнітної сепарації в сильному полі на поліградієнтних сепараторах Джонса, що дозволяє отримати концентрат якістю 68-69 %. За вмістом заліза ці руди близькі до окислених кварцитів середньої якості, що залягають в полях шахт Криворізького басейну і містить 40-42% Fe. Проте дуже істотна відмінність цих руд від вітчизняних полягає в тому, що вони містять дуже мало гідроокислів заліза, містять гематит з незначними домішками лімоніту. Крім того, руди, що добуваються в теперішній час - це дуже м'які, вивітрілі руди, що легко руйнуються. Крупність їх після добичі складає мінус 25 мм. Криворізькі кварцити - тверді руди. Оскільки це смугасті руди з дуже м'якими порідними шарами, то вже простим грохоченням руди, дробленої до мінус 6 мм, вдається виділити багатий товарний продукт (аглоруду) крупністю 1-6 мм, що містить 66 % заліза загального. Збагаченню на поліградієнтних сепараторах Джонса піддають тільки клас мінус 1 мм, виділений в процесі мокрого грохочення (після його знешламлення у гідроциклонах за класом 0,1 мм і зневоднення пісків гідроциклона на гуркоті) [5].

Іншим методом збагачення, який почали застосовувати в 1975 р. в Австралії є випал-магнітне збагачення з випаленням в печах з киплячим шаром і магнітною сепарацією в слабому полі. За даними з руди, яка містить близько 50 % заліза загального одержують концентрати з масовою часткою 66 %. Можна припустити, що використання цього методу обумовлено відсутністю води в умовах сухого і жаркого клімату, оскільки витрати води для флотаційного збагачення всієї маси руди може бути більш високою, ніж при використанні випал-магнітного збагачення і сухого дроблення руди. Можна також припустити, що ці кварцити по збагачуваності більш близькі кварцитам шахтних полів Криворізького басейну, але ймовірно більш легко розкриваються.

Вилугувані грубозернисті (змінені) окислені руди середньої якості району Месабі, США містять 40-50 % Fe і 25-12% SiO_2, які залягають на межах рудних тіл, представлених багатими «доменними рудами», що містять більше 50 % заліза і менше 10-12% кремнезему. Ці вилугувані руди середньої якості, збагачені промивкою і гравітаційними методами отримали назву «промивних і гравітаційних». У ряді випадків на промивних і гравітаційних фабриках за тими ж схемами збагачують руди, що містять менше 40 % заліза загального, тобто віднесені до категорії бідних руд. Це, головним чином бідні руди, що видобуваються в районі Месабі (США) із

старих відвалів або бортів відпрацьованих кар'єрів. Оскільки принципово вони не відрізняються ні мінералогічним складом, ні застосованими схемами збагачення [6,7].

Разом з гематитом і мартитом вони звичайно містять і гетит, а іноді і лімоніт. Ці руди близькі до вилугуваних руд середньої якості і бідним, що залягають в полях шахт Криворізького басейну, а також рудам, збагаченим на при шахтних збагачувальних фабриках [8].

Для збагачення цих руд звичайно застосовують подрібнення, грохочення, промивку, а також збагачення у важких суспензіях. Крупний клас (40-6 мм) збагачують в барабанних сепараторах з феросіліцієвим обважнювачем, дрібний клас (6-0,2 мм) - в гідроциклонах з важкою суспензією або відсадкою. Клас крупністю мінус 0,2мм збагачують на гвинтових сепараторах. В результаті одержують концентрати з масовою часткою заліза 52-60% і не більше 10% кремнезему [9].

До масивних щільних руд можуть бути віднесені багаті окислені руди, зі вмістом заліза від 50 до 60 %, що видобуваються в районі Верхнього озера, США (Мак-Кинлі, Хол Раст), а також ще більш багаті руди, що містять 60% заліза загального і видобуваються в Ліберії (рудник Німба - фабрика Бьюкенен), Свазіленде (рудники фабрики Кастл Блок) і ЮАР (рудники і фабрики в Табазімбі і Сишен-Постмассбурге) [10, 11].

Ці руди, особливо руди Верхнього озера США, подібні багатим рудам Криворізького басейну, не збагачуються на даний час.

Збагачення дуже багатих окислених руд, що містять більше 60 % заліза, на зарубіжних фабриках пов'язано з вимогами до концентрату за вмістом кремнезему, яке не повинне перевищувати 5 %. Збагачення багатих кускових руд у важких суспензіях дозволяє знизити масову частку кремнезему з 10-15% до 3-8% і одержувати концентрат зі вмістом заліза 63-67 %.

Для землистих багатих легко шламующихся руд застосовують метод зворотної катіонної флотації в лужному середовищі на фабриці Септ-Ілз в Канаді. Ці руди подібні «синьці» і фарбовим рудам, що добуваються в Криворізькому басейні. Багаті руди цього родовища, розроблялися і продовжують розроблятися рудником Шеффервіл.

Розробка способу збагачення цих руд дозволяє удвічі збільшити балансові запаси родовища, оскільки допускає залучення в обробку руд середньої якості, що містять до 40 % заліза загального.

На родовищі Ноб Лейк залягають руди декількох різновидів, відмінних за мінералогічним складом і якістю. «Сині руди» (запаси їх складають приблизно дві третини всіх запасів) містять залізо у формі масивного гематиту і мартиту [13, 14].

«Жовті руди» (1/6 запасів) містять переважно гідроокисли заліза і «червоні руди» (1/6 запасів) - представлені переважно червоним гематитом. Порода - переважно кварц, з домішками глинозему і гідроокислів, особливо в червоних рудах. Всі типи руд землисті, іноді зустрічаються більш грубозернисті «піскувато-землисті руди» - це сині руди, червоні ж руди переважно шламисті, оскільки містять глинозем і гідроокисли заліза. Жовті руди можуть бути віднесені до будь-якої з цих груп, тобто вони можуть бути в деякій мірі піскуватими, якщо основним рудним мінералом є гетит, і шламистими, якщо в руді присутній лімоніт.

У зв’язку із виникненням нових методів збагачення окислених залізних руд розробляється нове обладнання для обробки цих руд. Науковими інститутами разом з іншими організаціями активно проводяться роботи із створення нових сепараторів, які б розв’язали проблему збагачення дрібних класів мінус 0,1 мм тонковкрапленої руди або шламів, що виділяються при промивці багатих руд.

У 80-і роки інститутом Механобрчермет спільно з іншими організаціями активно проводилися роботи із створення високоінтенсивних електромагнітних сепараторів з індукцією магнітного поля в робочій зоні 1,2-1,5 Тл для збагачення слабомагнітних руд. До серійного виробництва були доведені дві конструкції: сепаратор ВМС 100/2 (створений спільно з інститутом Гіпромашвуглезбагачення - м. Луганськ). Сепаратор ВМС 100/2 успішно експлуатується на Марганецкому ГЗКі при збагаченні марганцевих шламів [12,13].

У січні 1989р. на КЦГЗКі введена в експлуатацію випереджаюча секція магнітного збагачення окислених руд, що працювала за технологією КГЗКОРу з використанням сепараторів 6 ЕРМ-35/315 [14].

Слід зазначити, що цей сепаратор за декількома параметрами (індукція магнітного поля, технологічна надійність робочої зони, кількість прийомів сепарації) перевершує сепаратор Джонса, що отримав широке розповсюдження на ряді збагачувальних фабрик в США. Проектні показники за якістю концентрату і вилученню металу були досягнуті вже до кінця першого півріччя роботи секції. За період експлуатації на секції отримано більш 2,5 млн.т концентрату з окисленої руди.

Питання підвищення якості залізних руд підземної добичі Кривбасу до рівня світового ринку має першорядне значення як для стабілізації економічного і соціального розвитку регіону, так і для поліпшення екологічної ситуації.

На даний час на ДСФ шахт підвищення якості товарних руд забезпечується за технологічними схемами, які включають крупне, середнє і дрібне дроблення з подальшим грохоченням всієї маси руди за класом 10 мм [3].

За такими схемами підготовки підвищення якості товарної аглоруди на 4-6 % здійснюється за рахунок скидання кускової фракції плюс 10 мм, при втраті вилучення на 1 % якості товарної руди підвищується на 3-4 %, що приводить до значного зниження коефіцієнта використання надр і накопичення великої кількості відходів.

Новим підходом в рішенні питання підвищення якості товарних аглоруд і підвищення коефіцієнта використання надр є розробка сепаратора нового покоління, що забезпечує сепарацію окислених руд сухим способом в крупності товарної аглоруди 15-0 мм з використанням об'ємно-градієнтних магнітних полів, створюваних надпровідними магнітами з індукцією до і більше 4 Тл.

Виконані технологічні випробування для отримання ефективних режимів підвищення якості руд підземного видобутку шахт ім. Леніна, «Ювілейна», «Гвардійська», ім. Кірова.

Розроблені технологічні схеми, що включають роздільну сепарацію кускової і агломераційної фракцій, а також переробку всієї маси руди, включаючи кускову фракцію в крупності 15-0 мм з використанням сухого магнітного збагачення в об'ємно-градієнтних полях надпровідникових сепараторів з індукцією більше 3 Тл.

Реалізація запропонованих технологічних схем забезпечує підвищення виходу концентрату з 78,6% до 87% при масовій частці заліза 62,4% і 8,4% відповідно і отримання хвостів збагачення з масовою часткою заліза 35,5%.

При збагаченні окислених залізистих кварцитів найбільший інтерес представляє технологія, заснована на магнітному збагаченні в сильному полі. Переваги цієї технології безперечні, але в той же час неможливо одержати високоякісний концентрат [11].

Для інтенсифікації процесу магнітного збагачення окислених кварцитів розроблений спосіб направленої зміни їх магнітних властивостей.

Для підвищення ефективності магнітного збагачення окислених кварцитів були проведені випробування зі створення магнітного агрегату феромагнетик-парамагнетик. Вибірковість і інтенсивність взаємодії частинок слабомагнітних рудних мінералів з магнетитом збільшується при введенні органічних реагенто-збирачів. Катіони діамагнітної міді, закріплюючись на поверхні породоутворюючих мінералів, сприяють зниженню засмічення концентрату.

Висновки та напрямок подальшого дослідження. Найбільш розповсюджена за кордоном отримало збагачення методом зворотної катіонної флотації з попередньою селективною флокуляцією шламів. Дослідженнями доведена перспективність застосування комбінованих магніто-флотаційних схем збагачення з магнітною сепарацією в сильному полі. За такою технологією можливо отримати концентрат з вмістом заліза до 64 %. Але цей спосіб збагачення істотно забруднює навколишнє середовище та застосування флотаційних реагентів потребує великих затрат.

Отже, для збагачення Криворізьких окислених кварцитів підземної видобутку доцільно розробити технологію, що дозволить знищити шкідливий вплив на зовнішню середу, та отримати конкурентоспроможній концентрат. Для цього необхідно детально вивчити речовинний та гранулометричний склад сировини, її фізико-механічні властивості, які будуть суттєво впливати на процес збагачення.

Список літератури

1. **Кармазин В.И.**, **Остапенко П.Е.** Опыт получения концентратов высокой чистоты из бедных железных руд//Горный журнал. – 1961. - № 5. – С.62-67.

2. **Щаденко А.А.**, **Свиридов В.И.**, **Яровая Т.И.** Повышение качества магнетитового концентрата на обогатительной фабрике//Горный журнал. – 2002. - № 2. – С.12-16.

3. **Гапич Т.Н.**, **Герасимова З.Ф.** Анализ фазового распределения железа в промышленных продуктах обогащения//Обогащение руд черных металлов. – М.: Недра, 1976. – С.89-96.

4. **Дмитриенко Н.И.**, **Киселева Т.М.** Опыт работы обогатительной фабрики Оленегорского ГОКа//Горный журнал. – 1999. - № 8. – С.48-50.

5. **Остапенко П.Е.**, **Карпов И.И.** Глубокое обогащение железистых кварцитов. – Днепропетровск: Промінь, 1965. – 22 с.

6. **Алейников Н.А.** Получение высококачественных магнетитовых концентратов в магнитных полях малой напряженности//Обогащение руд и проблема безотходной технологии. – Л.: Наука. – 1980. – С.73-75.

7. **Демьяменко И.З.**, **Гущинская П.Г.**, **Лиморенко Г.И.** Технология обогащения железной руды Десовского месторождения с учетом ее комплексного состава//Обогащение руд. – 1983. - № 6. – С.12-13.

8. **Темченко А.Г.**, **Максімова О.С.** Визначення меж продуктивності гірничорудного підприємства в умовах змінного попиту//Вісник Криворізького технічного університету. - Кривий Ріг: КТУ. - 2005 - С.147-151.

9. **Гольман А.М.** Общие вопросы применения химико-металлургических процессов в комбинированных схемах обогащения//Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. – М.: Наука. – 1989. – С.4-11.

10. **Остапенко П.Е.** Обогащение железных руд. – М.: Недра, 1977. – 274 с.

11. **Горобец Л.Ж.**, **Дуброва С.Б.** Оценка энергетических параметров горных пород на стадии саморазрушения//Деформирование и разрушение горных пород. – Бишкек: Илим. – 1990. – С.350-358.

12. **Дмитриев Э.В.**, **Кравченко В.М.** Процессы глубинного выветривания и зональность их проявления в Саксаганском районе Кривого Рога//Геология рудных месторождений. – 1965. - № 5. – С.76-89.

13. **Тангаев А.И.** Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 211 с.
14. **Андреев С.Е.**, **Перов В.А.**, **Зверевич В.В.** Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415 с.

Рукопис подано до редакції 18.03.13

УДК 621.74: 669.131.7

В.В. ЛУНЬОВ, докт. техн. наук, проф.
ДВНЗ «Запорізький національний технічний університет»
А.С. АМЕЛЬЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., В.В. ВАСИЛЬЄВ, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА МЕТОДИКИ УЛЬТРАЗВУКОВОГО КОНТРОЛЮ ВИЛИВОК З ВИСОКОМІЦНОГО ЧАВУНУ З МЕТОЮ ПІДВИЩЕННЯ ЇХ СЛУЖБОВИХ ХАРАКТЕРИСТИК

Виконано дослідження серійних чавунних виливків для теплоенергетичного господарства типу «фітинг» із ВЧ-45 та ВЧ-45 легованого молібденом та сурьмою, обрано оптимальні методики для їх ультразвукового обстеження, зроблено висновки що до відмінності у властивостях та особливостях проникнення ультразвукових хвиль.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Виробництво теплоенергетичного устаткування є важливим економічним і екологічним завданням. Це визначає актуальність завдання підвищення надійності і довговічності роботи і коефіцієнта корисної дії енергетичного устаткування, у тому числі і теплообмінників, фітингів та ін.. Надійність і економічність роботи цих агрегатів визначається працездатністю радіаторів - вузлів, що працюють в умовах підвищених тисків і в агресивному середовищі.

Теплообмінники підрозділяються на промислові і побутові. Випуск побутових радіаторів уперше був налагоджений ще в 40-х роках на Московському чавуноливарному заводі ім. Войкова (Росія)[1]. Були створені різні типи радіаторів, розроблені технології їх виробництва.

Особливі вимоги при литті радіаторів та фітингів пред'являються до металу виливка. Сплав повинен володіти:

міцністю;
зносостійкістю;
корозійною стійкістю;
герметичністю.

Такими матеріалами зазвичай служать сталь, чавун і деякі кольорові сплави. Проте, висока вартість сталі і кольорових сплавів, а також низькі ливарні властивості цих сплавів обмежують широке їх застосування в якості матеріалу для виливків гідросистем і теплоенергетичного устаткування. Найбільш широке застосування при виготовленні фітингів отримав чавун, як дешевший, доступніший і хороший ливарний матеріал [2]. Однією з основних вимог, що пред'являються до чавуну, є його герметичність.

З метою вивчення герметичності чавунів багатьма дослідниками були проведені ряд дослідів, які проливають світло на природу герметичності чавунів. Герметичність визначають різними способами: мінімальною товщиною стінки, що витримує заданий тиск, максимальним тиском до появи течі, витратою рідини і газу через стінку певної товщини при постійному тиску, тому неможливо зіставити результати окремих дослідників.

Так, наприклад, Г. Тамман і Г. Брейдемейер запропонували метод визначення пористості чавуну фарбувальними речовинами.

У США застосовується електропневматичний метод випробування на герметичність. Швидкість витоку стислого повітря з порожнини виливка контролюється електричними датчиками. Метод придатний для перевірки різних за об'ємом зразків при різних тисках і дозволяє якісно оцінити герметичність, автоматизувати процес випробування і автоматично сортувати виливки по герметичності.

Герметомер, створений в Санкт-Петербурзькому політехнічному інституті (Росія), заснований на визначенні кількості газу, що просочився через стінку зразка за певний час. Герметичність визначають з досить високою точністю. Недолік - низька продуктивність і необхідність

© Луньов В.В., Амельченко А.С., Васильєв В.В., 2013

виготовлення спеціальних зразків.

На підприємствах, що випускають гідравлічну апаратуру і устаткування, випробування на герметичність проводять на спеціальних стендах. До робочої порожнини виробу впродовж певного часу під тиском підводиться робоча рідина. За величиною втрати тиску визначається герметичність робочої порожнини.

В Одеському політехнічному університеті проводилися дослідження герметичності сірих чавунів, піддаючи зразок, вирізаний з виливка, односторонньому тиску рідини (газу). Результати випробування чавунів різного складу ілюструють вплив графітової і усадкової пористості на характер фільтрації рідини. Аналіз показує, що кількість рідини, що просочилася, і, отже, величина герметичності, що визначилася при цьому, залежать від пористості в сплаві, а також від властивостей металевої основи.

В умовах ПрАТ «КЗГО» з високоміцного чавуну постійно виготовляють фітинги для систем енергорозподілення теплоносіїв, а також для власних потреб при ремонтах пневмотранспорних систем перекачування піску вакуумом, але відсоток браку при цьому складає до 30%, отже є усі перед умови для проведення ультразвукових досліджень структури серійних чавунних виливок, до теперішнього часу ультразвукові обстеження проводилися лише на сталевих виливках, з метою детального дослідження видів дефектів спираючись на досвід колег було прийнято рішення провести обстеження типових чавунних виливок.

Аналіз досліджень та публікацій. Використовувати ультразвук для контролю металевих дефектів вперше запропонував радянський вчений С.Я. Соколов. Перші роботи з ультразвукового структурного аналізу чавуну в нашій країні належать Химченко Н.В., Циглеру Р. і Герстнеру Р., Бивирту Г.

Ультразвукова дефектоскопія чавуну розвивалася складним шляхом. В 1950-х роках, коли бурхливо розроблялися основні закони й методики ультразвукового контролю сталі, чавун був визнаний недефектоскопічним через велике загасання ультразвуку в ньому, і як об'єктом контролю ним практично не займалися. Дійсно, у сірого чавуну низьких марок, такого як СЧ-10 і нижче, коефіцієнт загасання ультразвуку в кілька разів перевищував його значення для сталі, але для СЧ-20 і більш високих марок чавуну істотних перешкод для дефектоскопії не існувало.

Спочатку була звернута увага на зв'язок форми графітних включень зі швидкістю поздовжньої хвилі ультразвуку, відомо, що модуль Юнга чавуну з кулястим графітом більш ніж у два рази перевищує модуль Юнга чавуну із пластинчастим графітом [2]. Швидкість поздовжньої хвилі ультразвуку Vl як величина, прямопропорційно залежна від модуля Юнга, також змінюється зі зміною форми графіту. Крива, що описує вплив форми графіту на величину Vl, вона надалі тиражується в багатьох роботах [2,3]. Вид залежності незмінний, але крива може зміщуватися по осі Vl при зміні структури металевої основи, розміру графітних вкладень або ступеня евтектичності.

Для опису форми графітних включень звичайно обчислюють відсоток вмісту кулястого графіту. Якщо чомусь цей метод не підходить, можна скористатися шкалами форми графіту, наведеними в ДСТ 3443-87. Пропонується оцінювати форму графіту відношенням площі включень до їхнього обсягу. Морфологічний коефіцієнт, запропонований для опису форми графіту, враховує, крім геометричного опису ще й частоту появи графітних включень певної форми. Яким чином не була описана форма графіту, вплив її на величину швидкості поздовжньої хвилі ультразвуку незмінний, [2].

Фізично ефект зниження Vl у чавуні із пластинчастим графітом можна пояснити зміною фази хвилі при її багаторазових відбиттях усередині графітних включень, якщо змоделювати графітні включення мікротріщинами. Поява мікротріщин викликає додаткове акустичне загасання, обумовлене частковим відбиттям звукової енергії від межі тріщина-середовище, що справедливо також для пластівок графіту. Досліджено вплив об'ємної частки сферичних і еліпсоїдних пор у металі на Vl. Відповідно теорії множинного хвильового розсіювання за допомогою досить складних математичних обчислень було доведено, що Vl знижується зі зменшенням об'ємної частки несуцільностей, і що Vl для зразка зі сферичними порами, більше, ніж для еліпсоїдних. Результати обчислень підтверджені експериментальними даними, отриманими на зразках. Робота може служити математичним обґрунтуванням впливу кількості й розміру кулястого й вермикулярного графіту на Vl [2].

При застосуванні ультразвукового контролю форми графітних включень для промисловос-

ті потрібно визначити величину Vl, що відповідає прикордонному значенню кулястої й вермикулярної форм графіту. Для різних товщин і технологій величина прикордонної Vl коливається від 5,10 км/с (товстостінні виливки) до 5,26 км/с і до 5,50 км/с, [2,3].

Запропоновано використовувати для визначення форми графіту таку відому акустичну характеристику, як відхилення сигнал-перешкода. Для виміру цієї характеристики потрібен тільки перший донний сигнал, вона мало залежить від товщини виливки. Відношення сигнал-перешкода залежить від трьох акустичних параметрів матеріалу: Vl, коефіцієнта розсіювання ультразвуку й тривалості ультразвукового імпульсу.

На дефектоскопічність чавунних виливків впливають кілька факторів, але в першу чергу – структура. Дефектоскопія виливків з кулястим графітом більш ефективна ніж із пластинчастим.

Чималоважливий вплив на дефектоскопічність виливка має шорсткість контактної поверхні. Звичайно дефектоскопії піддають виливки які пройшли обрубку й піскоструминну обробку. Якщо виливок виготовлений із застосуванням кокілю, то в більшості випадків поверхня його настільки гладка й рівна, що не вимагає механічної обробки.

При литті в піщані форми поверхня виходить грубіше й, якщо її шорсткість більше чим Rz 40, то для контактного способу контролю необхідна механічна обробка, тому що вірогідність контролю при збільшенні шорсткості різко падає.

Введення ультразвукових коливань у виливок здійснюють контактним або імерсійним способами. При імерсійному засобі уведення коливань здійснюють через шар води. Цей засіб використовують під час лабораторних випробуваннях або під час автоматичного контролю серійної продукції. Контактним засобом коливання вводять через тонкий шар мастила, використовують під час ручного контролю. Для чавунних виливків в якості контактного мастило застосовують в´язку рідину типу вазелін або солідол. Пошук дефектів ведуть шляхом послідовного переміщення перетворювача щодо поверхні виливка, досліджуючи в такий засіб весь контрольований обсяг [3].

Для виявлення координат дефектів типу внутрішньої пористості, у якості ідеального розсіювача й поглинача звукової хвилі, найбільше підходить дзеркально-тіньовий метод ультразвукової дефектоскопії. Суть його полягає у тому, що на початку визначають величину амплітуди донного сигналу (відбитого від площини, паралельної поверхні уведення ультразвукового сигналу) на бездефектній ділянці виливка. Потім, якщо при переміщенні перетворювача по контактній поверхні виливка, з'являється зменшення амплітуди донного сигналу $\geq$6 дБ, фіксується координата центру перетворювача, що й позначає границю передбачуваного дефекту, [4].

Для оцінки чутливості ехо-методу дефектоскопії, тобто виявлення дефекту по відбиттю сигналу від нього, необхідно провести попередньо експеримент на еталонному зразку зі штучними відбивачами. Якщо дзеркально-тіньовий метод можна застосувати для виявлення дефектів типу пористості, тоді ехо-метод можна застосувати для дефектів, що володіють здатністю відбивати звукову хвилю – це пори, раковини, тріщини.

Дефектоскопія поверхневих дефектів чавунного лиття зводиться до визначення глибини проникнення дефекту всередину виливка. Якщо дефект досить глибокий, то його знаходять дзеркально-тіньовим методом. Якщо ж глибина поверхневого дефекту не перевищує 10-15 мм і потрібна висока точність контролю, то дзеркально-тіньовий метод не підходить. У цьому випадку може виявитися інформативним метод поверхневих хвиль.

Ливарям важливо знати, потрапив підповерхневий дефект у зону припуску, чи ні, тобто максимально точно визначити глибину його залягання. Для цієї мети найбільше підходить ехометод дефектоскопії, що дозволяє по положенню відбитого від дефекту імпульсу на екрані дефектоскопа оцінити глибину залягання відбивача [4].

Постановка завдання. У звя'зку з тим, що відсоток браку при виготовленні виливок типу «фітинг» є дуже високим, що впливає на збільшення собівартості, а також у зв'язку із проведенням досліджень із легуванням високоміцного чавуну молібденом та сурмою та вплив цих компонентів на структуру є невивченим було вирішено провести ряд досліджень в умовах ПрАТ «КЗГО» на чавунних виливках серійного виробництва з високоміцного ВЧ-45 та ВЧ-5 легованого молібденом та сурмою.

Метою дослідження є доведення ефективності ультразвукового контролю чавунних виливок при серійному виробництві з метою підвищення ефективності неруйнівного контролю та зменшення витрат при його застосуванні замінюючи застарілі, неефективні та енергоємні мето-

ди неруйнівного контролю.

Викладення матеріалу та результати. Для виявлення дефектів типу внутрішньої пористості, у якості розсіювача й поглинача звукової хвилі, використовували дзеркально-тіньовий метод ультразвукової дефектоскопії, через наявність у технічному арсеналі ПрАТ «КЗГО» відповідного устаткування. Суть методу полягає у тому, що спочатку визначають величину амплітуди донного сигналу на бездефектній ділянці виливка, а потім, якщо при переміщенні перетворювача по контактній поверхні виливка, з'являється зменшення амплітуди донного сигналу то фіксується координата центру перетворювача, що й позначає границю передбачуваного дефекту.

Приклад виміру координат пористості. Контролювалася виливка типу «фітинг», виготовленої на заводі ПрАТ "КЗГО", Кривий Ріг, із чавуну з кулястим графітом марки ВЧ-45. Виміри проводилися по чистій литій поверхні.

Критерій 5 дБ виявився застосовним тільки для перетворювача діаметром 50 мм. Для досліджень були обрані 5-ть серійних виливок зі спеціально виконаним попередньо прорізом у одному й тому ж місці, що імітує край дефекту. Перетворювач пересували щодо краю пропилу й вимірювали амплітуду донного сигналу, що відповідає певному положенню центру перетворювача. Виміри проводилися на литій контактній (Rz 160) поверхні й по обробленій Rz 40 та Rz 20.

Для оцінки чутливості ехо-методу дефектоскопії, тобто виявлення дефекту по відбиттю сигналу від нього, проводився попередньо експеримент на еталонному зразку зі штучними відбивачами, для отримання середньостатистичних показників.

Моделлю дефекту типу одиничної пори може служити штучний проріз циліндричної форми. На виливку типу «фітинг» з контрольованого чавуну ВЧ-45 та ВЧ-45 легованого сурмою та молібденом, проводилося вимірювання відбитого сигнал від торців прорізів циліндричної форми діаметром 2, 3, 4, 6 мм на глибині 10, 15, 30 мм. Виміри велися прямим сполученим перетворювачем діаметром 10 мм і частотою 1,2 МГц по литій поверхні. За результатами вимірів побудовані АРД-діаграми, які дозволяють, знаючи амплітуду відбитого від дефекту сигналу й відстань до дефекту від поверхні уведення, визначити еквівалентний діаметр дефекту. Слід відзначити, що проникнення ультразвукових хвиль у ВЧ-45 легованому легованого сурмою та молібденом є суттєво кращим і відрізняється від звичайного ВЧ-45, що свідчить про більш щільну та міцну структуру.

При дефектоскопії великої серії однотипних виливків можлива часткова або повна автоматизація процесу, а також побудова АРД-діаграм з мінімальною похибкою.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Неоднорідність структури матеріалу. Наявність крупнозернистості структури, мікроскопічно неоднорідної фізико-хімічної системи викликає сильне розсіювання ультразвукових, послабляє корисний сигнал.

У наш час ультразвукова дефектоскопія чавунних виливків широко застосовується за кордоном. Створюються автоматичні установки для контролю пористості й різних видів дефектів чавунних виливків. У нашій країні дефектоскопія чавуну майже не проводиться, через відсутність надійних методик контролю, відсутності фінансування у цій сфері, та зниження темпів виробництва чавунних виливок за сучасними ливарними технологіями.

Ультразвуковий контроль структури чавуну може дати змогу зменшити кількість недоліків металографічного методу, однак його застосування стримується тим, що акустичні характеристики залежать від технологічних особливостей одержання чавуну, його хімічного складу, конфігурації виливка та ін., тому для конкретного виду чавуну, відлитого на конкретному заводі, необхідно розробляти свою методику. Ультразвуковий метод найбільш ефективний при контролі структури чавунних виливків великих партій при стабільній технології лиття.

Можливо, підвищення вимог до якості виливків послужить поштовхом до рішення проблеми.

Список літератури

1.Основы современной энергетики. Под ред. **Е.В. Аметистова**, 2004, с. 38 - 42

2.Отопление и тепловые сети. Учебник. **Ю.М. Варфоломеев, О.Я. Кокорин**, 2006, с. 54

3.**Разумов-Раздолов К. Л**. Неразрушающий контроль в промышленности // «РИТМ» (Ремонт Инновации Технологии Модернизация). – 2010. - №9. с. 36 - 39.

4.**Л.В. Воронкова** Ультразвуковой контроль чугунных отливок. – М.: 1998.

Рукопис подано до редакції 23.03.13

UDK 622.8

SILVIU MARIN NAN[·], Phd Professor, **FLOAREA PETROVAN**, Ph.d Student
University of Petrosani, Mechanical and Electrical Engineering Faculty,
Department of Mechanics, Petro□ani, Romania

TECHNOLOGIES TO IMPROVE THE QUALITY CMM GAS RECOVERY TECHNOLOGY OF MINE

Existing technologies for mine gas recovery ensures optimum efficiency energy recovery and ensures removal of a substantial percentage of methane emissions due to coal mining. Best practices and standards in the collection and drainage of mine methane gas will ensure the concentration and stable flow which will allow its use in various applications at very low cost. At this time there is available a wide range of potential applications from use as fuel in furnaces, boilers or ovens use as fuel for internal combustion engines, turbines or microturbines, to produce energy, liquefied gas production, field first chemical fertilizer industry, natural gas substitute.

Key-words: mine, gas recovery, alternative energy, gas transformation

1. TECHNOLOGIES FOR REMOVAL OF NITROGEN (N_2).

From a technical standpoint elimination/reduction of nitrogen from mine gas

(CMM), raises the greatest difficulties, available technologies while being the most expensive. In terms of availability for industrial applications at this time can be nominated five technologies, namely:

cryogenics;

nitrogen absorption technologies based on variations in pressure (pressure swing absorption PSA);

solvent absorption technologies;

technologies of molecular absorption filters (molecular gates technology NRU);

membrane technology absorption.

Cryogenics - using a series of heat exchangers to liquefy the gas flow at high pressure mine and a splitter distillation nitrogen is excreted as current high nitrogen content gas. The system provides the highest methane recovery and is the most economical in terms of investment while the processing capacity exceeds 5600 Nm3/hour.

Nitrogen absorbtion technologies based on variations in pressure (pressure swing absorbtion) - is based on gas absorption property at a given pressure by solid surfaces, absorption capacity is much greater as the gas pressure is higher. The technology is based on different affinity to various gas absorption sound absorption area. If CMM nitrogen removal is accomplished by passing the gas stream at high pressure through a solid bed room absorption affinity for nitrogen, exhaust gas stream is enriched in methane. After saturating the absorbent bed by reducing the absorbed nitrogen is released from the absorbent bed facility and is ready for a new cycle. In general, porous materials are used to create a large contact surface as the flow of CMM, the most commonly used bedding material is activated of carbon, zeolites, alumina, silica gels.

Solvent absorption technology - is based on selective absorption capacity of specific solvents for various gases. Generally resort to solvents commonly used in petro-chemical solvents released sparing methane-rich gas stream nitrogen in a low temperature environment.

Molecular absorption filter technology - based on molecular filters which have the property of accurately adjusting the pore size of 0.1 Angstrom. For CMM pore size is controlled in molecular size larger than the size of methane and molecular nitrogen, oxygen, carbon dioxide and water.

This will allow the pores to absorb nitrogen, carbon dioxide and other constituents except bed methane absorber passes over the same pressure as the input. To remove contaminants reduce supply pressure, thus allowing desorption of contaminants from absorbing filter.

Membrane absorbtion technology - is based on using membranes that allow selective passage of methane, ethane or other hydrocarbons, but are impermeable to nitrogen. For the nitrogen content of 6-8% process is based on single-stage filter for higher concentrations will consist of two stages process with membrane filtration.

2. TECHNOLOGIES FOR REMOVING OXYGEN O_2, CARBON DIOXIDE CO_2 AND WATER VAPOR.

Disposal systems oxygen, carbon dioxide and water can function as separate units but are usually integrated in complex systems which eliminate all four contaminants, interconnected processes on the

· © Silviu Marin Nan, Floarea Petrovan, 2013

same location. Available technologies for removing other constituents of the gas are presented below.

Removing oxygen from mine gas is considered as the second most important component of technologically and economically CMM purification process. This process is extremely important because of limitations imposed quality standards for gas transmission pipeline networks typically less than 0.1% oxygen concentrations. When using PSA technology (pressure swing absorbtion) and molecular gates NRU technology have shown that nitrogen removal is achieved by removing the oxygen so that oxygen deficiency in bottom proportion is very easy final, but when using cryogenic technology or organic solvents to remove oxygen system must occupy the first position in the purification process due to substantial increase in the risk of explosion high purification process.

To remove carbon dioxide are available technologies which including absorbent membrane, selective absorption, or units containing organic compounds ammonia derivatives. Amine units are tolerant only at very low oxygen content and therefore disposal unit of carbon dioxide must be located in flux after oxygen removal unit.

Removing water vapor from CMM is the simplest component of the gas purification mine and often is fully a molecular filter dewatering preferred over other solutions because of lower operating costs.*CMM conversion into synthetic fuels*

Technological transformation of liquid gas became available since the 1920 s, but large initial investment costs related to the construction of facilities for processing natural gas in synthetic fuels have been the main obstacle to their widespread, especially given that demand for fuel Petroleum products demand was much higher. Conversion technology in liquid methane best results is Fischer - Tropsch synthesis technology, based on a series of chemical reactions leading to a series of hydrocarbons, of which the most important are the saturated hydrocarbons (alkanes):

$$(2n+1)\ H_2 + n\ CO \rightarrow C_nH_{(2n+2)} + n\ H_2O$$

Gaseous compounds necessary to obtain the Fischer-Tropsch reaction, first be desulfurized gas to protect the catalyst, followed by a set of reactions that improves the H2/CO ratio. Of these two reactions are most important, namely:

reaction of transformation of water into gaseous compounds

$$H_2O + CO \rightarrow H_2 + CO_2$$

reaction converting methane into carbon monoxide and hydrogen

$$H_2O + CH_4 \rightarrow CO + 3\ H_2$$

Discoveries of the last decade about the necessary catalysts in Fischer-Tropsch technology have led to a significant reduction in production costs so that synthetic fuel production plant with a capacity of less than 5,000 barrels/day is perfectly feasible. The technology is also applicable while the methane concentration is less than 40% and nitrogen concentration above 30%.

Uing the CMM to produce substitutes Liquified Natural Gas (LNG, Liquefied natural gas)

Use mine gas to produce liquefied natural gas a replacement is an attractive option for mining operators because:

technological progress achieved for small refrigeration facilities suitable for the LNG conversion CMM, has led to the installation characterized by low specific costs, especially in areas without access to pipeline transport networks of the final product;

all available technologies can operate mine gas derived from prior degassing activity (with high methane gas) and gas mine degassing activity coming from areas operated or closed amines (average content of methane gas);

in all cases, mine gas is used at a pressure close to atmospheric pressure, reducing gas compression costs;

can use gas mine the concentration of nitrogen amounts to up to 30%.

do not assume the existence of pipeline networks and can be transported by car or rail;

existence of a local or regional markets for LNG leads to a substantial reduction in transport costs.

CONCLUSIONS

The decision to implement a project of mine gas recovery is finally captured economic decision but this decision requires careful consideration of all the variables and constraints of technical, technological, commercial, legal and / or institutional intervention. Finally this decision may have effects that at first sight are not obvious but that could materially affect the main business of mine operator or underground exploitation of coal.

REFERENCES

1. **Bibler C, Carothers P (2000):** Overview of coal mine gas use technologies. Second International Methane Mitigation Conference, Russia, June 2000, pp 475-482.

2. **Byrer CW, Gwilliam W J & Guthrie H D (2000):** The US Department of Energy coal mine methane recovery and utilisation program, Second International Methane Mitigation Conference, Russia, June 2000, pp 581-584.

3. **Methane to Markets Partnership. (2008).** Global Methane Emissions and Mitigation Opportunities. Washington, D.C.: Methane to Markets Administrative Support Group.

4. Methane to Market Partnership. (2009, September). International Coal Mine Methane Projects Data.

Рукопись поступила в редакцию 18.04.13

UDK 622.235.2

SILVIU MARIN NAN[·], Phd Professor, **ADRIAN BOGDAN IMON**, Phd Student**, DAN LIVIU DANDEA**, University of Petrosani, Mechanical and Electrical Engineering Faculty, Department of Mechanics, Industrial and Transports, Petro ani, Romania

MODERN DEVICES FOR DATA AND CONTROL AQUISITION USED IN THE MONITORING SYSTEMS CONSTRUCTION AND DESIGN FROM UNDERGROUND FACILITIES PRONE TO EXPLOSIVES AND TOXICITY

This paper presents a cluster consisting of a control and transmission system that monitors and reports gas leaks in the surrounding environment or atmosphere. The first part of the paper presents the architecture and the structure of the monitoring system, as well as the logical part of the system which consists of the software designated to system operation. The final part of the paper is the actual implementation of the system, consists of a demonstration using the software in real time by monitoring the environment that has explosive potential.

Key-words: Gas leaks, AdamView, voltage, serial transmission, sensors, methane, pollutant emissions.

1. INTRODUCTION

The ceaseless control of the security parameters is done by the use of local and portable detectors, of automatic installations and devices for continuous or intermittent measurements. These devices have alarms and a function that, if needed, stops the energy when the preset concentration rises.

In order to do a constantly and continuous monitoring, every active or inactive working place has got measuring devices(detection tips). These consist of transmitters for gas detection (methane, carbon monoxide, carbon bioxide), detection of air speed, temperature, etc. and an encoder to code and transmit the information to the active monitoring systems. The nowadays parameter measuring system gives us a sign of danger when reaching a certain alarm threshold and it shuts down the power supply and the entire activity, without a prior intimation about risk and possibility of a fast intervention to prevent a dangerous situation.

Its flexibility allows the system to be successfully implemented in vast areas such as chemical industry, extractive and oil industries, where it is very important to strictly control the concentration of gas in the atmosphere so as to prevent the risk of explosion. The system transmits data (concentration) of monitored gases at a reception system called "Controller". Controllers are data acquisition systems, signal receivers and monitoring that accept input signals (mA, mV) of gas detectors (transmitters), they are designed for all types of industrial applications and on-line or in-line processes. Available outputs are: relays, analog signals, digital protocol communication lines with integration in complex automatic systems.

2. THEORETICAL FACTS REGARDING THE CONTINUOUS MONITORING SYSTEM

This system consists of a maximum of sixteen measuring channels which gather information from up to a maximum of sixteen sensors placed in danger areas. The analogical signal sent by these sensors is turned into digital signal by an Advantech Adam 4017 conversion unit and transmitted to the operating unit which displays the percentage and also diagrams of the concentration.

After receiving the data from the sensors, the operating unit processes the data and sends commands such as visual and acoustic alarms, shutting down the power, etc.

The data receiving channels work on 4-20 mA, voltage 0 – 10 V, 0 – 1 V. The executive unit relays take 250 volts AC, 30 volts DC and 5 amps. When using the continuous monitoring system for monitoring methane, the pre-alarm and alarm thresholds are set to 1% and 2% volumetric fractions methane (CH_4).

3. BASIC ARCHITECTURE DESIGN OF THE MONITORING SYSTEM

The monitoring and alarm system for toxic and explosive gases needs high security and consists

· © Silviu Marin NAN, Adrian Bogdan imon, Dan Liviu Dandea, 2013

of:

Programming and Monitoring Module (PMM); the operating unit represented by a block-system touch screen desktop.

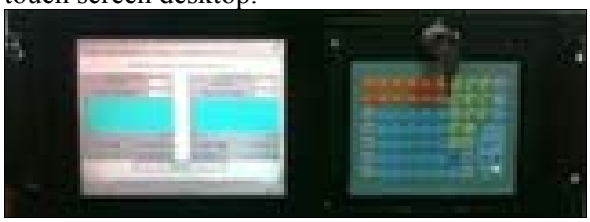


Fig.1. System used for maintaining the monitoring software support and storing the primary data of the system



Fig. 2. Acquisition unit and isolated convertor with RS232/RS422/RS485

Command and Acquisition Unit (CAU); the unit for converting analogical signal into digital signal, contains an Advantech Adam 4017 module.

Isolated converter unit, contains an Advantech ADAM 4520.

Gas Measurement System, software version used for continuous monitoring of the explosive gas concentrations, with an easy interface.

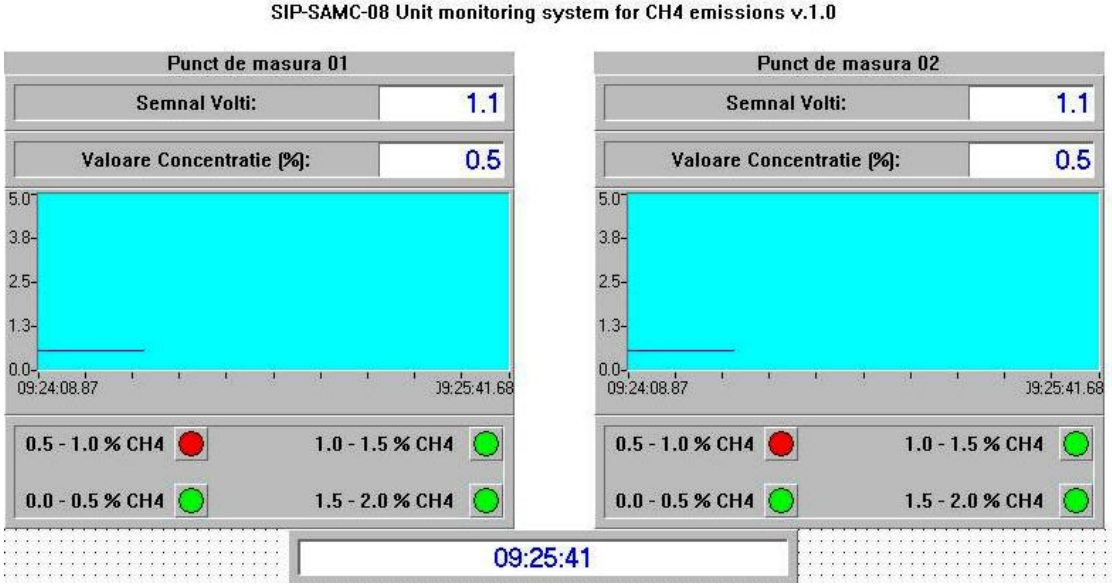


Fig. 3. Gas Measurement System, main screen

The main components of the monitoring system will be later incorporated in a metallic box. In most situations, the box is to be set near the electric panel. Regarding the programming and monitoring module (PMM), this will be mounted in the command and control room. The next step is to choose the direction for the connection cables of the main components, they are arranged in an easy and pleasant manner, as shown in the upper picture. In this case, two continuous and alternative relays have been added for the two thresholds of alarm, the first set to 1% methane and the second to a concentration of 2% volumetric fractions methane CH_4.



Fig. 4. Mounting and inspection of proper functionality of the entire monitoring system

During the construction of monitoring system, we install the Gas Measurement System 1.0 software version for the continuous monitoring of the methane concentration. We check its functions by

connecting the programming and monitoring module with the module for acquiring data and a sensor. When the system is on, we check the accuracy of the data concerning the methane with proper calibration methane (CH_4), and we simulate values with a power generator of 4-20 mAmps, type MetraHit 18C and a triple power supply unit type Hameg HM7042 for millivolts and volts.

Unit	Description	Technical Data
SPD24120 120 W	Power Supply	In. AC 115Vac AC 230 Vac Out. 24Vdc 5A
RUMC3AB1BD RI13 24 V	Relays	10A / 250 VAC
Advantec Adam 4017	Data acquisition	In. 150/500 mV 1/5/10V Out. RS-232/RS-485
Advantech Adam 4520	Isolated Convertor	RS-232/RS-422/RS-485

After connecting all the components of the system and setting the cables, the main unit connects through the isolated convertor Advantech Adam 4520 by a serial RS-232 cable with the programming and monitoring module in order to run various tests. We check the data transmission, and we set the measuring points to be able to send commands for the relays.

The use of technology for the improvement of all domain areas from extractive industry, chemical industry and petrol industry is obvious in communication and monitoring systems, as well as in automation and robotics. It is important to point out that the decisions made to apply these technologies lead to safety and low costs. Continuous monitoring systems can offer quality actualised information; actualised information can be used to improve the decision making tasks.

4. GAS MEASUREMENT SYSTEM INTERFACE SOFTWARE

The basic functions of the program used for monitoring the potentially explosive or toxic parameters are:

query the maximum of sensor located in explosive areas in a short period of time;

raw data storage from the potentially explosive area;

raw data processing and interpretation based on a mathematical model;

reporting the data after processing it with the mathematical model, in numerical and graphical reports generated daily with an average from 1 hour or 24 hours.

The information provided by the sensors placed in the potentially explosive area are acquired through data acquisition module Advantech Adam 4017 and are interpreted with the help of programming and monitoring module (PMM), which manages the client user interface software, Gas Measurements System. The database and interpretation of stored raw data is performed by the same unit, PMM, connected with the command and acquisition unit Advantech Adam 4017 and the conversion unit Advantech Adam 4520 through the serial interface RS-232.

5. CONCLUSIONS

The monitoring system for potentially explosive or toxic environments, was developed in a metrology laboratory with specialized technical team related to the current field of monitoring. The logic part of the system, principles of operation and supervision are based on the old telemetry systems used in mining, the telemetry units type CTT 63/40U, French or Polish production, which ensures the monitoring of the underground atmosphere and used daily inside the mines from the Jiu Valley area. The user interface software between the monitoring system described in this paper and user was developed entirely by the author of this paper. In its actual configuration the monitoring system for potentially explosive or toxic environments, is implemented in multiple areas: in energy it is used for monitoring the pollutant emissions resulted from combustion of power plants ; in mining is used to monitor the accumulation of methane inside a coastal main gallery of a water inlet; paint factories, warehouses with toxic or explosive materials; hydrogen plants; factories for bottled liquefied petroleum gas, etc. Analyzing all the experimental results and the real time results, the author of this paper reaches the following conclusions:

Continuous monitoring fidelity;

the accuracy of the measured values;

an intuitive and "friendly" made user interface;

the developed system is versatile and easily to adapt to the nominal parameters of the monitored system;

superior features of the developed system, with the possibility of extending monitoring in all industries;

possibility of knowing the history of monitored system;

obtain similar performance as an industrial equipment, by using a viable system in terms of cost/price.

Refferences

1. Dobroski H., Stolarczyk L: **Control and Monitoring via Medium Frequency Techniques and Existing Mine Conductors** - Proceedings 7th WVU Mining Electrotechnology Conference, 1984.

2. Monitor Europe: **Environmental Tables & Information -** England, 2000.

3. *** Mining telemetry system, technical documentation for CTT 63/40U.

Рукопись поступила в редакцию 18.04.13

УДК 004.93

Д.И. ПАРАНЮК[·], аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ФОРМИРОВАНИЕ МОДЕЛИ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СТРУКТУРЫ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ

Рассмотрены вопросы проектирования и подготовки нейронных сетей с обучением по методу обратного распространения ошибки для определения образа геологической структуры с использованием данных ГТИ

Ключевые слова: геологическая структура, бурения, модель, анализ параметров

Актуальность проблемы и ее связь с научными и практическими задачами. Геолого-технологические исследования процесса бурения (ГТИ) - это инструмент, способствующий повышению эффективности бурения разведывательных скважин. В процессе ГТИ производится запись и обработка параметров бурения с целью получения информации о геологической среде. ГТИ применяется для определения границ залежей полезных ископаемых, оценки прочности горных пород, оптимизации процесса бурения и конструкции скважинных зарядов, контроля износа оборудования и т.д.

Основными препятствиями для проведения ГТИ является низкое качество информационных данных и отсутствие эффективных методов анализа этих данных [1]. Широкое и повсеместное внедрение в производство современной микропроцессорной техники способствует улучшению качества информации, но, тем не менее, аналитические методы ее анализа и интерпретации требуют дальнейшего изучения. Актуальным является разработка эффективных методов анализа параметров процесса бурения для формирования модели геологической структуры.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время ведутся разноплановые работы по созданию методов формирования модели геологической структуры в процессе бурения [2,4]. Однако требования, предъявляемые к качеству и оперативности получаемой в процессе бурения информации, не могут быть до конца удовлетворены техническим уровнем и технико-методическими возможностями, обеспечивающими существующие информационно-измерительные системы и отдельные их звенья. К сожалению, трудно полностью смоделировать все взаимодействия, которые возникают в процессе бурения из-за его сложности [3].

Постановка задачи. Исследовать возможность использования методов распознавания образов для идентификации геологической структуры. Предлагается рассматривать нейронные сети как инструмент для классификации типов руды в скважине на основе данных ГТИ.

Изложение основных материалов статьи и результаты. Вращательное бурение трудно смоделировать, что объясняется множеством сложных, геологически зависимых, изменяющимися во времени взаимодействиями, которые имеют место в процессе бурения разведывательных скважин.

Рассматривались нейронные сети с обратным распространением ошибки с разным количеством входных параметров для того, чтобы определить, какое количество параметров необходимо для качественного формирования модели геологической структуры.

В качестве входных переменных использовались следующие параметры [4]:

2 входа: скорость бурения и крутящий момент;

3 входа: скорость бурения, крутящий момент и удельная энергия разрушения;

· © Паранюк Д.И., 2013

5 входов (вибрации): скорость бурения, крутящий момент, удельная энергия разрушения, горизонтальная вибрация и вертикальная вибрация;

5 входов (отклонения): скорость бурения, крутящий момент, удельная энергия разрушения, отклонение скорости бурения и отклонение осевой нагрузки;

7 входов: скорость бурения, крутящий момент, удельная энергия разрушения, горизонтальная вибрация, вертикальная вибрация, отклонение скорости бурения и отклонение осевой нагрузки.

Нейронные сети обучались классифицировать данные ГТИ по одному из пяти типов руды. При этом были приняты к рассмотрению минеральные разновидности, представленные в табл. 1 [5].

Все нейронные сети были смоделированы в пакете MatLab R2012b (8.00). Они создавались при помощи функции *neff* и обучены с помощью функции *train*. При этом также использовались следующие функции и параметры [6]:

функция тренировки: *trainlm*
функция обучения: *learngdm*
скрытая функция активации: *tansig*
выходная функция активации: *purelin*
функция оценки: *mse*
количество циклов обучения: 250

Таблица 1

Процентное соотношение данных о типах породы

Тип руды	Содержание в %					Процентное соотношение от общего количества данных
	кварц	магнетит	мартит	гематит	гидерит	
1 - магнетитовые роговики	63,7	30,9	0	1,4	3,8	25,6%
2 - силикатно-карбонатно-магнетитовые роговики	68,4	21,7	0	0,4	9,1	15,14 %
3 - краснополосчатые магнетитовые и гематито-магнетитовые роговики	64,5	30,2	0	1,5	3,8	17,8 %
4 - полуокисленные и окисленные роговики	65,4	24,4	3,3	3,7	3,2	13,5 %
5 - силикатные сланцы, безрудные роговики и кварцы	74,6	4,5	0	0,7	20,2	27,96 %

Количество скрытых слоев зависит от конкретной сети. Для каждой сети был построен график, который показывает соотношение скрытых слоев нейронной сети и среднеквадратической ошибки.

На графике представлено соотношение для нейронной сети с 7 входами. Для данной сети было выбрано 22 скрытых слоя.

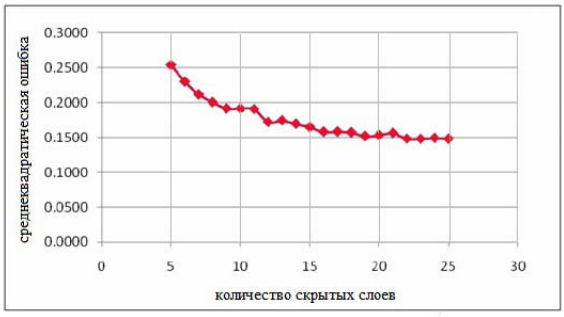


Рис. 1. Соотношение скрытых слоев нейронной сети и среднеквадратической ошибки

В табл. 2 представлены результаты исследований.

Таблица 2

Точность идентификации типа руды при разнличных количествах входных параметров

Количество входов	Количество скрытых слоев	Тип руды					Точность определения
		1	2	3	4	5	
2	19	45,71%	14,42%	16,23%	10,42%	51,38%	54,78%
3	20	67,54%	38,32%	45,03%	32,53%	74,32%	68,03%
5 (Вибрации)	19	72,63%	48,67%	62,56%	38,32%	81,54%	73,65%

5 (Отклонения)	19	76,24%	53,96%	76,54%	43,70%	86,34%	77,36%
7	22	92,54%	69,56%	83,05%	67,32%	94,52%	83,71%

Для бинарной структуры (например, руда и пустая порода) скорость бурения и крутящий момент являются достаточными входными параметрами для эффективной оценки, выполняемой нейронной сетью, точность идентификации при этом составляет до 95 % [2]. Как показывают проведенные исследования, для железорудного сырья этого недостаточно. Точность идентификации нейронной сетью с 2 входами составляет всего 54,78 %. Нейронная сеть с 7 входами, обеспечивает точность оценки 83,71 %. Результаты моделирования процесса идентификации геологической структуры нейронной сетью представлены на рис. 2.

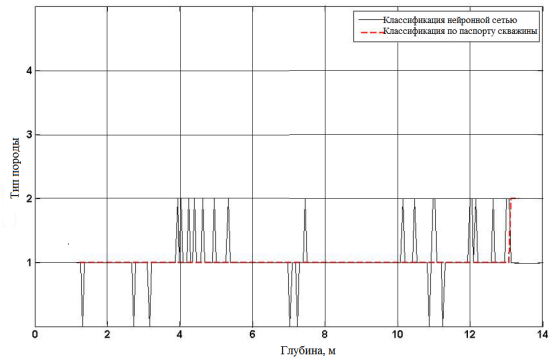


Рис. 2. Идентификация геологической структуры в процессе бурения

Выводы. Результаты выполненных исследований свидетельствуют о том, что идентификация геологической структуры скважины будет успешной только в том случае, если будет использоваться максимальное количество данных о процессе бурения, а обучающее множество будет включать в себя полный объем информации про все минеральные образования, которые могут встретиться в процессе проходки скважины.

Список литературы

1. **Lindsay I. Smith.** A tutorial on principal component analysis.,- 2002 http://www.cs.otago.ac.nz/cosc453/student_tutorials/principal_components.pdf

2. **Jorge Martin**. Application of pattern recognition techniques to monitoring-while-drilling on a rotary electric blast hole drill at an open-pit coal mine. / Master's thesis, Queen's University. - 2007

3. **H. Liu, K. Karen Yin**. Using information extracted from drill data to improve blasting design and fragmentation. Fragblast. 5 (3): C. 157 – 179, 2001

4. **Natalie Beattie**. Monitoring-while-drilling for open-pit mining in a hard rock environment. / Master's thesis, Queen's University. - 2009

5. Исследование руд на обогатимость: Учебник для вузов / **В.З.Козин.** – Екатеринбург: Изд.-во УГГУ,- 2008. – 312 с.

6. Neural Network Toolbox 6: User's Guide : **Howard Demuth, Mark Beale, Martin Hagan** /- Natwick, MA: The MathWorks Inc., - 2008

Рукопис подано до редакції 23.03.13

УДК 621.926: 34.16

Н.В. МОРКУН, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПОНИЖЕНИЕ РАЗМЕРНОСТИ МОДЕЛЕЙ НЕЛИНЕЙНЫХ ДИНАМИЧЕСКИХ СТРУКТУР ПРИ ПОМОЩИ МЕТОДОВ НА ОСНОВЕ ЯДЕРНЫХ ФУНКЦИЙ

Изложены основные принципы понижения размерности моделей нелинейных динамических объектов обогатительного производства на основе ядерного метода главных компонент и метода диффузионных карт

Ключевые слова: моделирование, нелинейные динамические объекты, понижение размерности, диффузионные карты, ядерный метод главных компонент

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Оптимизация процессов обогащения минерального сырья требует прежде всего создания строгих математических и экономико-математических методов расчета оптимальных границ разделения $\varphi_{\text{опт}}$ области изменения физических свойств частиц перерабатываемого сырья [1]. Решение этой задачи позволяет определить как наилучшую структуру технологической линии обогащения, так и параметры технологических агрегатов, обеспечивающие ее максимальную производительность при заданном качестве конечного продукта и минимальных затратах на процесс.

Анализ исследований и публикаций. Как объекты управления технологические агрегаты обогатительного производства могут быть представлены в виде некоторых операторов, преобразующих векторы входных переменных в векторы выходных параметров [2-5]. При

© Моркун Н.В., 2013

этом, например, выходные параметры процесса измельчения необходимо рассматривать как входные для последующей ступени технологического процесса обогащения. Элементами векторов выходных параметров измельчительных агрегатов являются их качественные и количественные показатели. Основные количественные показатели - производительность по питанию и по готовому классу крупности. Качество измельченного продукта характеризуется плотностью или содержанием твердого в пульпе, гранулометрическим составом твердой фазы, а также показателями качества исходной руды (содержанием полезных компонентов, минеральным составом и т.п.), не зависящими от технологического режима работы цикла измельчения. Таким образом, элементы вектора выходных параметров, формируемые измельчительным переделом (производительность по питанию и его гранулометрический состав), могут быть приняты в качестве управляющих воздействий при решении задач оптимизации процесса обогащения [3,4].

Правильные выводы о качестве ведения технологического процесса можно сделать только на основе достаточно полного множества данных об извлечениях различных по составу и крупности классов исходного материала в конкретных условиях обогатительного производства. Иными словами, информация о поведении в зоне разделения такой сложной системы частиц, как реальная пульпа, может быть представлена совокупностью фракционных извлечений или разделительных чисел по каждой элементарной категории частиц (классу) с известным параметром разделения и крупностью. Чем на большее число таких классов разбит материал, поступающий на сепарацию, тем полнее расчетная информация для технолога или проектировщика о поведении этого материала в зоне сепарации. На основе полученных данных можно регулировать процесс обогащения, изменяя скорость подачи материала (производительность), магнитную силу (магнитная сепарация), реагентный режим (флотация) и т.д. по условию заданного извлечения частиц полезного компонента в концентрат [4,5].

Таким образом, наиболее точную оценку качества работы технологических агрегатов обогатительного производства может дать информация о содержании полезного компонента по всему спектру гранулометрической характеристики перерабатываемой руды. Поскольку эта характеристика является нелинейной функцией с большим количеством входных и выходных параметров, модель этих объектов получается высокой размерности, что делает ее неудобной для анализа и использования при формировании управления технологическим процессом.

Цель исследований. Для выполненной работы является решение задачи понижения размерности моделей нелинейных динамических объектов обогатительного производства на основе метода диффузионных карт и ядерного метода главных компонент.

Изложение материала и результаты. Модели большой размерности успешно применяются во многих приложениях, но их качество зачастую страдает от того факта, что операции с соответствующими множествами данных основаны на Евклидовых расстояниях и не принимают во внимание их распределение в пространстве. Если данные большой размерности лежат на или около кривого множества, то две точки в этом случае могут рассматриваться как близкие точки, тогда как их расстояние по множеству намного больше, чем разделяющее их Евклидово расстояние. Метод ISOMAP [6,7] решает эту задачу, сохраняя попарно геодезические (или криволинейные) расстояния между точечными данными. Геодезическое расстояние - расстояние между двумя точками, измеренное по множеству. В ISOMAP [7] геодезические расстояния между точечными данными x_i вычисляются путём построения диаграммы соседства G, для которой каждая точка данных x_i связана с k её самыми близкими соседями x_{ij} на множестве X. Самый короткий путь между двумя точками формирует оценку геодезического расстояния между этими двумя точками и может быть вычислен, используя алгоритм кратчайшего пути [8]. Геодезические расстояния между всеми точечными данными на X формируют попарно геодезическую матрицу расстояния.

Важная слабость алгоритма ISOMAP – его топологическая неустойчивость [6]. ISOMAP может построить ошибочные связи в G диаграмме соседства. Кроме того, качество преобразования информации методом ISOMAP может пострадать от пропусков данных на исходном множестве, он также может потерпеть неудачу, если множество является невыпуклым [6,7].

Метод диффузионных карт (Diffusion MAP) [9] основан на анализе процесса Марковского случайного блуждания на поле данных. При этом для множества временных шагов определяется мера близости точечных данных. Используя эту меру определяется расстояние диффузии. В

пространстве меньшей размерности полученные расстояния диффузии сохраняются.

В структуре диффузионных карт формируется диаграмма данных с использованием весовых коэффициентов. Для этого применяется Гауссова ядерная функция и матрица W с элементами [6]

$$\omega_{ij} = e^{-\frac{\|x_i - x_j\|^2}{2\sigma^2}} \tag{1}$$

где σ - Гауссова дисперсия.

Нормализация матрицы W выполняется таким образом, чтобы сумма элементов строк составляла 1. Получается матрица

$$p_{ij}^{(1)} = \frac{\omega_{ij}}{\sum_k \omega_{ik}} \tag{2}$$

Это выражение является Марковской матрицей, которая определяет вероятности перехода динамического процесса, т.е., матрица $P^{(1)}$ отражает вероятность перехода из одной точки в другую на единственном временном шаге. Соответственно матрица вероятности $P^{(t)}$ для t временного шага соответствует $(P^{(1)})^t$. Вероятности $p_{ij}^{(t)}$ расстояния диффузии при случайном блуждании определяются выражением

$$D^{(t)}(x_i, x_j) = \sum_k \frac{(p_{ik}^t - p_{jk}^t)}{\psi(x_k)^{(0)}} \tag{3}$$

В уравнении (3) $\psi(x_k)^{(0)}$ - член, который присваивает больше веса частям поля данных с высокой плотностью

$$\psi(x_k)^{(0)} = \frac{m_i}{\sum_j m_j}, \tag{4}$$

где - $m_i = \sum_j p_{ij}$ для узла x_i.

Из выражения 3 следует, что у пар точек с высокой переходной вероятностью расстояние диффузии небольшое. Ключевая идея понятия расстояния диффузии состоит в том, что оно основано на многих путях через поле данных [9]. Это делает расстояние диффузии более робастным к шуму чем, например, геодезическое расстояние. В поле данных низкой размерности Y, диффузионная карта пытается сохранить расстояния диффузии исходного множества. Используя спектральную теорию для случайного блуждания доказано, что такое представление Y формируется d нетривиальными основными собственными векторами

$$P^{(t)}Y = \lambda Y \tag{5}$$

В пространстве меньшей размерности собственные векторы нормализованы их соответствующими собственными значениями

$$Y = \{\lambda_2 \upsilon_2, \lambda_2 \upsilon_2, ..., \lambda_{d+1} \upsilon_{d+1}\} \tag{6}$$

Ядерный метод главных компонент PCA (KPCA) является переформулировкой традиционного линейного PCA для пространства большой размерности на основе ядерной функции [10]. KPCA вычисляет собственные векторы из ядерной матрицы, а не из матрицы ковариации. Приложение PCA в ядерном пространстве обеспечивает KPCA возможность формирования нелинейных отборов.

Алгоритм KPCA формирует ядерную матрицу K из точечных данных x_i. Элементы ядерной матрицы определяются выражением

$$k_{ij} = k(x_i, x_j) \tag{7}$$

где k - ядерная функция [6,10].

Затем ядерная матрица K центрируется посредством следующей модификации

$$k_{ij} = k_{ij} - \frac{1}{n}\sum_l k_{il} - \frac{1}{n}\sum_l k_{jl} + \frac{1}{n^2}\sum_{lm} k_{lm}\,. \tag{8}$$

Операция центрирования соответствует вычитанию остатков в традиционном PCA. При этом вычисляются главные d собственные векторы υ_i центрированной ядерной матрицы. Собственные векторы матрицы ковариации α_i (в пространстве большой размерности) являются масштабированными версиями собственных векторов ядерной матрицы

$$\alpha_i = \frac{1}{\sqrt{\lambda_i}} \upsilon_i \,. \tag{9}$$

Чтобы получить представление данных в пространстве меньшей размерности, они проецируются на собственные векторы матрицы ковариации. Результатом проекции (т.е., представление данных в пространстве меньшей размерности) является

$$Y = \left\{ \sum_j \alpha_1 k(x_j, x), \sum_j \alpha_2 k(x_j, x), ..., \sum_j \alpha_d k(x_j, x) \right\}, \tag{10}$$

где k - ядерная функция, которая использовалась при вычислении ядерной матрицы.

KPCA чрезвычайно чувствителен к выбору ядерной функции k. Возможен выбор ядерной функции в виде линейного ядра (делающий KPCA равным традиционному PCA), полиномиального и Гауссово ядра [10].

На рис. 1 в качестве примера приведены результаты представления при помощи программного продукта MANI [11] в пакете Matlab кластерной информации в пространстве меньшей размерности рассмотренными выше методами. Исходные данные (1200 точек), сгруппированные в 9 кластерах, были представлены в пространстве меньшей размерности. Для этого методу KPCA потребовалось 0,11193 с, ISOMAP - 1,0481 мин., Diffusion MAP - 0,81918 с.

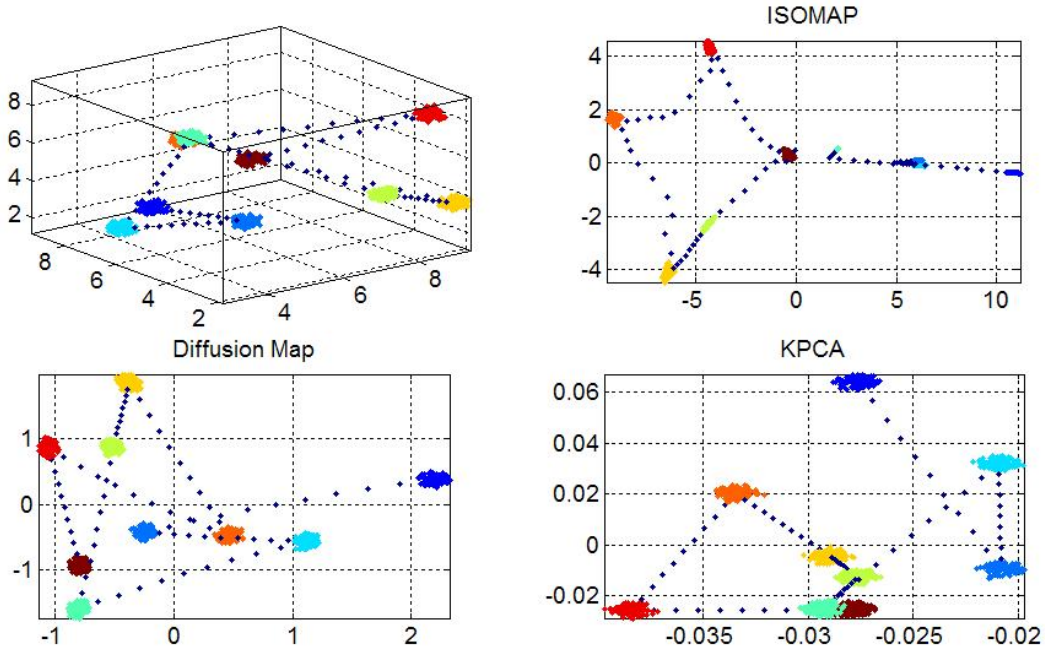


Рис. 1. Результаты представления кластерной информации
в пространстве меньшей размерности различными методами

Выводы. Анализ методов понижения размерности моделей объектов управления обогатительного производства, представленных в виде структур (операторов), преобразующих содержание полезного компонента по всему спектру гранулометрической характеристики перерабатываемой руды, показал перспективность подходов на основе ядерных функций. KPCA осуществляет нелинейную проекцию исходных данных на пространство меньшей размерности. Это чрезвычайно быстрый метод, что позволяет рекомендовать его для первичной обработки данных. Метод диффузионных карт является очень чувствительным к параметру сигма в гауссовом ядре. Метод ISOMAP хорошо справляется с данными большой размерности, но очень чувствителен к шуму, является очень медленным и плохо воспроизводит геометрию множества.

Список литературы

1. **Тихонов О.Н.** Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1984, 208 с.

2. **А.Дж. Линч.** Циклы дробления и измельчения / Линч А.Дж. - М.: Недра, 1981. - 342 с.

3. **Процуто В.С.** Автоматизированные системы управления технологическими процессами обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1987. – 253 с.

4. **Моркун В.С.** Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов и адаптивное управление процессами измельчения-классификации руд на его базе: / В.С. Моркун. - Дисс. … докт. техн. наук: 0.5.13.07 . - Кривой Рог,

1999. - 401 с.

5. **Подгородецкий Н.С.** Энергоэффективное адаптивное управление замкнутым циклом измельчения руды на базе гибридной нечёткой модели / Н.С. Подгородецкий: Автореф. дис. канд. техн. наук. – Кривий Ріг, 2011. - 24 с.

6. **L.J.P. van der Maaten.** An Introduction to Dimensionality Reduction Using Matlab. - Maastricht, 2007. – 42 p.

7. **J.B. Tenenbaum.** Mapping a manifold of perceptual observations. In Advances in Neural Information Processing Systems, volume 10, pages 682–688, Cambridge, MA, USA, 1998. The MIT Press.

8. E.W. Dijkstra. A note on two problems in connexion with graphs. Numerische Mathematik, 1:269–271, 1959.

9**. S. Lafon and A.B. Lee.** Diffusion maps and coarse-graining: A unified framework for dimensionality reduction, graph partitioning, and data set parameterization. IEEE Transactions on Pattern Analysis and Machine Intelligence, 28(9):1393–1403, 2006.

10. **B. Sch.olkopf, A.J. Smola, and K.-R. M.uller.** Nonlinear component analysis as a kernel eigenvalue problem. Neural Computation, 10(5):1299–1319, 1998.

11. **Todd Wittman.** Manifold Learning Techniques. Spring. – 2005. – Режим доступа: http://www.math.ucla.edu/~wittman/mani/

Рукопись поступила в редакцию 21.01.13

УДК 622.795.4.001.57

В.Й. ЛОБОВ, канд. техн. наук, доц., О.О. СПІВАК, студент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МОДЕЛЮВАННЯ ЗАВАНТАЖЕННЯ ШИХТИ МІЖ БУНКЕРАМИ АГЛОМАШИНИ

Проаналізовано особливості сучасних автоматизованих систем керування автостеллою, призначеною для завантаження в бункерів шихтою, визначено та враховано основні їх недоліки. З використанням розробленого віртуального приладу завантаження шихти між бункерами агломашини, змодельованого у графічному середовищі LabView, наведено дослідження режимів роботи автостелли і отримано результати продуктивності завантаження шихти в бункери з різними визначеннями часу їх загрузки, зі зміною швидкості конвеєрної стрічки та швидкості переміщення візка.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. З розвитком автоматики та обчислювальної техніки створюються сприятливі умови для вдосконалювання процесу управління та підвищення продуктивності праці на аглофабриках. Безперервний потоковий характер агломераційного виробництва сприяє прискореної реалізації цього завдання. Найбільш повно вирішуються питання процесу подачі шихти, які включають автоматичне управління такими операціями, як подача і розподілення шихти між бункерами агломераційних машин.

У сучасному виробництві на збагачувальних фабриках використовують бункери для тимчасового накопичення шихти. Вже зараз існують автоматизовані системи призначені для автоматизації процесу завантаження шихти в бункери. Справжня АСУТП самодостатня, але може бути підсистемою АСУТП більш високого рівня.

Завдання такої АСУТП вирішується шляхом автоматичного управління конвеєрами і переміщенням завантажувальних катучих конвеєрів - автостелл, уздовж лінії бункерних прольотів залежно від ступеня заповнення кожного бункера. При цьому використовуються наступні первинні перетворювачі: датчик швидкості стрічки конвеєру, ультразвукові рівнеміри для контролю рівня шихти в бункерах, ультразвукові рівнеміри для контролю положення автостелл, або радарні рівнеміри, датчики сходу стрічки, тощо.

Аналіз досліджень та публікацій. Найбільш відомою є автоматизована система управління завантаження шихти в бункери [1]. Датчики швидкості стрічки конвеєрів дозволяють контролювати інтенсивність подачі шихти в завантажувальну автостеллу, що переміщається по рейці вздовж лінії бункерів. Положення автостелли щодо бункерів визначається ультразвуковим рівнеміром, орієнтованому в горизонтальному напрямку. Ультразвукові рівнеміри контролюють рівень шихти в бункерах. При заповненні бункера, автостелла переміщається до наступного бункера.

Щоб уникнути значного спотворення інформації про ступінь заповнення або розвантаження бункера (через ефект конус-воронка) на бункери великого обсягу рекомендується встановлювати не менше двох датчиків рівня, орієнтованих по діагоналі.

Сигнали з датчиків передаються на станції вводу-виводу (СВВ) станції польового управління (СПУ) існуючої мережі АСУТП збагачувальної фабрики, де вони обробляються, і що виробляються сигнали управління, які передаються до виконавчим механізмам. До модулям СВВ підводиться також інформація про роботу електродвигунів транспортерів і вібраторів, а також

© Лобов В.Й. Співак О.О., 2013

сигнали релейного захисту. У СПУ формуються сигнали передпусковий сигналізації та автоматики безпеки, а також пускові сигнали на електродвигуни стрічкових конвеєрів, автостелл і в схему управління пуску магнітних шайб.

Відомі й інші системи керування автостеллою [2,4], але визначити їх параметри, такі як продуктивність завантаження шихти в бункери з розрахунком витрат часу на завантаження або розвантаження бункерів, визначеннями часу на переїзди, вплив зміни швидкості конвеєрної стрічки та швидкості переміщення візка та інші, проектувальнику практично не можливо. Це визвано тим, що відсутні відповідні методики розрахунків та моделі для їх дослідження, тому виникає необхідність в розробці математичного забезпечення та моделей подібних систем.

Метою даної роботи є розробка віртуального пристрою завантаження і розподіл автостеллою шихти між бункерами агломашини із заданим рівнем і потрібною продуктивністю

при мінімальних витратах часу на переїзд візка та зміні швидкості стрічки конвеєру. Розробка такої моделі дозволить аналізувати різні системи керування автостеллою і вибирати при проектування найкращі системи автоматичного керування, які забезпечать потрібну продуктивність, а рішення задачі дистанційного електронно-комп'ютерного аналізу рівня і кількості шихти в бункерах, обробка цих даних з подальшим використанням їх для автоматичного керування процесами завантаження і вивантаження бункерів дозволяє оптимізувати технологічні процеси. Це дозволяє значно заощадити споживану електроенергію і поліпшити якість вихідного продукту.

Викладення матеріалу та результати. Для моделювання була обрана система автоматичного керування подачі і розподілу шихти між шістьма бункерами [4], яка підтримує автоматичний режим, а управління механізмами здійснюється логічним пристроєм в залежності від наявності шихти в бункерах. Залежно від витрати шихти та ступеня заповнення бункеру встановлюється три основних витримки часу тривалості завантаження бункеру кожної агломашини. Наприклад, при заповненому бункеру шихтою до датчика верхнього рівня або при зупиненій агломашини витримка мінімальна. Вона забезпечує мінімальний час знаходження візка над цим бункером, с

$$t_1 = \frac{ad+db}{\vartheta_п}. \qquad (1)$$

При роботі агломашини, коли шихта у бункері знаходиться на відмітці датчика нижнього рівня, час загрузки (t_2) визначається з умов підтримки мінімального запасу шихти у бункері, необхідного для роботи агломашини, поки розподільник шихти завантажить усі бункера та знову повернеться завантажувати цей бункер, с

$$t_2 = \left[\frac{2(AB+BC)}{\vartheta_г} + \frac{ab}{\vartheta_п}\right]\frac{kq}{Q_н\vartheta_п}. \qquad (2)$$

Після досягання шихтою датчика нижнього рівня завантаження триває в плині часу t_3 для того, щоб рівень шихти цього бункеру за цикл не опустився нижче відмітки датчика нижнього рівня, с

$$t_3 = Ct_2. \qquad (3)$$

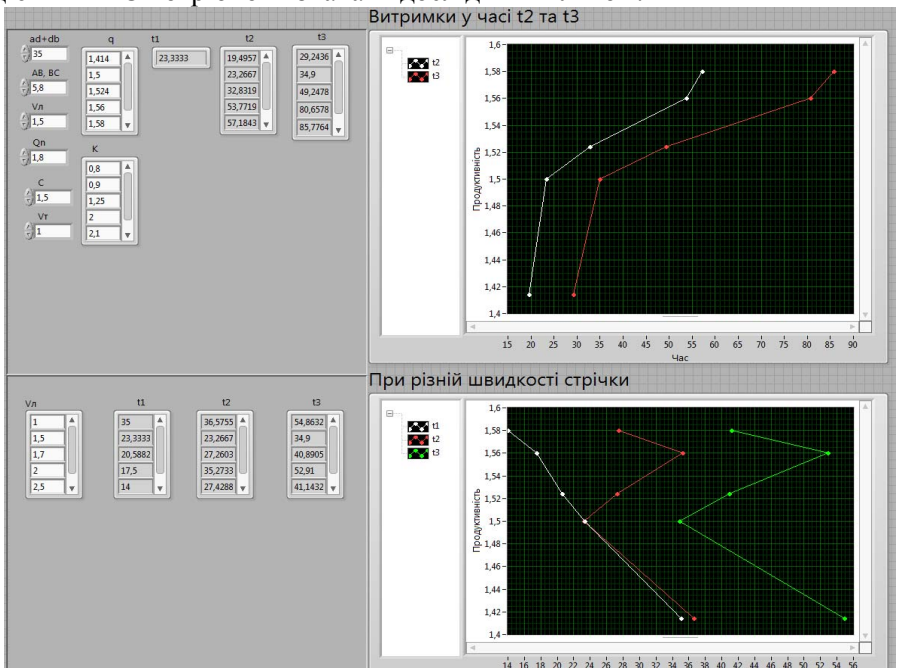
У виразах (1-3) прийняті позначення:

ad,db,ab - геометричні розміри розподільника шихти; AB,BC - геометричні розміри агломераційних бункерів; $v_п$,$v_т$ - швидкості переміщення візки і стрічки конвеєра; q - продуктивність агломашини; $Q_н$ - насипна вага шихти на стрічці; *K,C* - коефіцієнти визначаються дослідним шляхом.

Використовуючи математичні вирази (1-3) спочатку необхідно встановити відповідні параметри для забезпечення автоматизованого керування автостеллою. У алгоритмі задано, що після запуску процесу моделювання автостелла прямує до першого бункеру, перевіряє вміст бункеру і заповнює його до встановленого рівня. Коли рівень досягнув встановленої позначки, автостелла прямує до наступного бункеру і заповнює його. Після заповнення останнього бункеру автостелла почне зворотній рух і буде постійно підтримувати встановлений рівень шихти. По такому алгоритму працює розроблений віртуальний прилад з використанням графічного пакету LabView, фронтальна панель якого надана на рис. 1, а блок діаграма реалізації роботи

приладу за допомогою програмного коду надана на рис. 2.

На рис. 3 надано результати досліджень зміни продуктивності від t_2 і t_3, зміні швидкості стрічки та візка автостелли й різних значення емпіричних коефіцієнтах К і С. Моделювання показало, що продуктивність роботи автостелли залежить від геометричних розмірів розподільника шихти, геометричних розмірів агломераційних бункерів, швидкості переміщення візки і стрічки конвеєра . Суттєвий вплив на роботу автостелли прямо пропорційно впливає продуктивність агломашини, та обернено пропорційно насипна вага шихти на стрічці. При цьому емпіричні коефіцієнти К і С потрібно визначати дослідним шляхом.



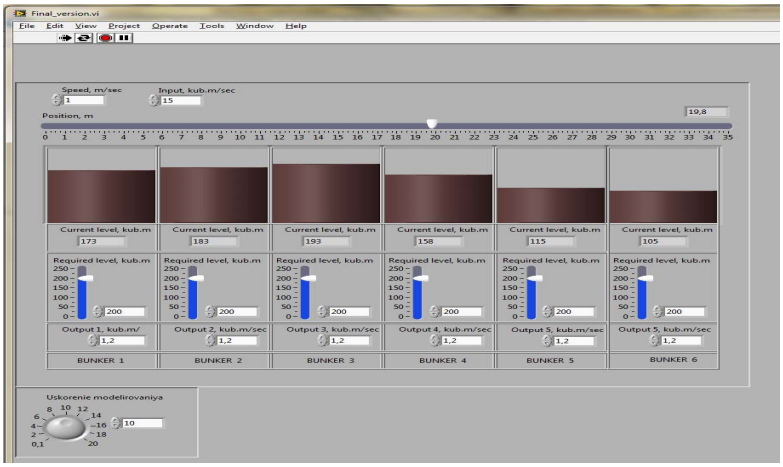


Рис. 1. Фронтальна панель віртуального приладу управління автостеллою

Графічний інтерфейс приладу має: шість бункерів, поточне положення автостелли, індикатори рівня шихти у бункерах, поля для встановлення параметрів системи та керуючий елемент прискорення моделювання.

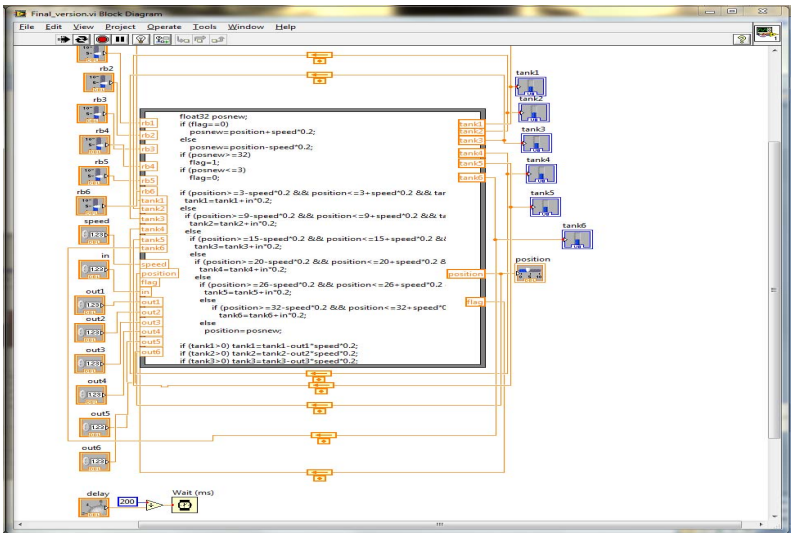


Рис. 2. Блок-діаграма реалізації роботи приладу за допомогою програмного коду

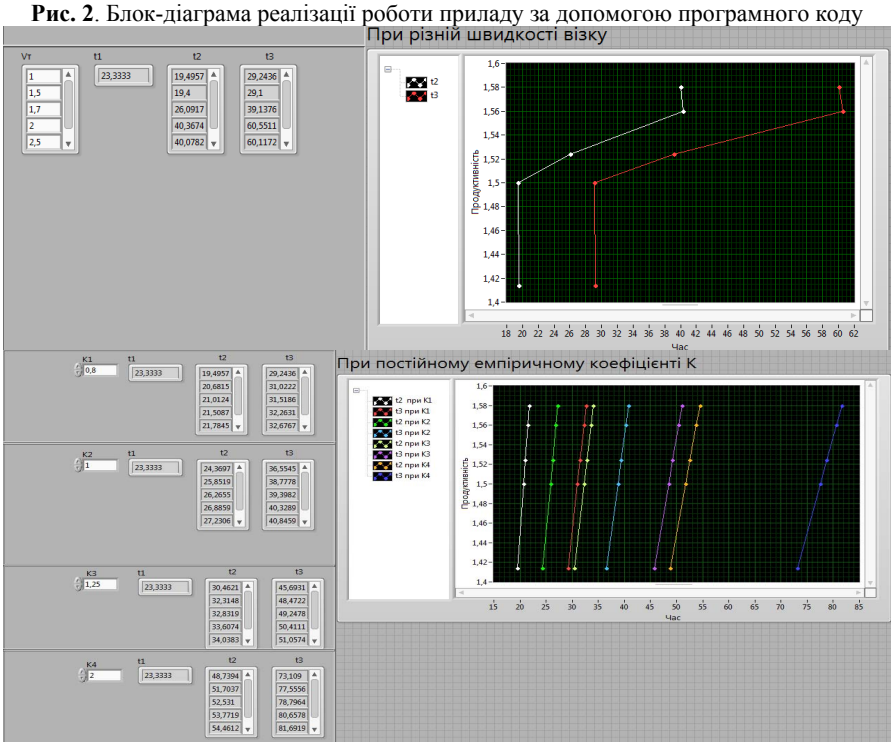


Рис. 3. Результати моделювання

Висновки. Як показали результати дослідження розроблений віртуальний пристрій дозволяє моделювати різні режими роботи автостелли, що дозволяє аналізувати різні автоматизовані системи керування автостеллою і вибирати при проектування найкращі системи, які забезпечать потрібну продуктивність, а обробка отриманих даних дозволяє подальше використання їх для систем автоматичного керування процесами завантаження і вивантаження бункерів, що розробляються, та оптимізувати технологічний процес.

Список літератури

1.http://www.promtex.ru/decision/oredosingasu
2.http://uftl.ru/content/view/120/12/
3.http://www.semiol.dp.ua/index.php?id=43
4.**Дримбо А.В., Калиниченко П.Г., Сорока В.В.** Бесконтактная система автоматического управления шихтоподготовкой.

Рукопис подано до редакції 14.03.13

УДК 622.646: 621.86.067.2: 62.83

Д.В. БАТРАКОВ, ассистент ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПРИМЕНЕНИЕ ВИБРАЦИОННЫХ ПИТАТЕЛЕЙ ДЛЯ ВЫПУСКА РУДЫ В УСЛОВИЯХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА

Проведен анализ вибрационного выпуска руды в условиях железорудных шахт Криворожского бассейна. Приведены описания, теерияхнические и технико-эксплуатационные показатели вибромашин и выполнено их сравнение. Определены преимущества и недостатки применяющихся вибротранспортных машин. Установлено, что вибропитатели не в полной мере отвечают требованиям эксплуатации. Обоснована актуальность повышения эфективности работы вибропитателей и их электропривода.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Количество запасов железной руды в Криворожском железорудном бассейне (Кривбассе) составляет около 70 % от общих запасов Украины. Значительная часть запасов залегает до глубины 2500 м, причём более 1 млрд т составляют запасы богатых железных руд до глубины 2000 м [1,2]. В условиях железорудных шахт Кривбасса подземная отработка запасов полезных ископаемых проводится системами с подэтажным и этажным обрушением, а также этажно-камерными системами, которые достаточно хорошо приспособлены к механизации основных технологических процессов, таких как бурение скважин, их зарядка, выпуск и доставка руды [2]. Одним из наиболее трудоемких звеньев в этих системах является выпуск руды, затраты на который составляют до 25 % [3,4], что обусловливается несовершенством механизмов для выпуска и доставки, геометрии выпускных выработок, значительным объемом работ по выпуску руды и ее вторичному дроблению. Выработка залежей полезных ископаемых связана с переходом на значительные глубины, где в связи с проявлениями горного давления затраты на поддержание выработок днища блока резко сказываются на трудоемкости процесса и себестоимости руды, что предъявляет повышенные требования к интенсификации и концентрации работ по выпуску горной массы. В целях улучшения качества очистных работ широко применяются вибрационные питатели для выпуска горной массы из блоков и рудосвалочных восстающих (рудоспусков) и доставки ее в пределах очистного забоя. Параметры и конструктивные схемы вибромашин, применяющиеся в условиях шахт Криворожского бассейна, в недостаточной степени приведены в соответствие с конкретными горными условиями, что понижает эффективность их применения. Электропривод вибрационных установок является нерегулируемым, вследствие чего отсутствует возможность регулирования параметрами работы и адаптации оборудования к горным условиям. Таким образом, повышение эффективности работы вибропитателей и их электропривода является актуальной научно-практической задачей. Одним из первых этапов решения данной задачи является анализ применения вибрационных питателей для выпуска руды в условиях железорудных шахт Кривбасса.

Анализ исследований и публикаций. Исследования возможностей выпуска материалов с помощью вибрационных устройств начали проводиться с 1957 г. в ИГД им. А.А. Скочинского и ИГД СО АН СССР. Значительный вклад в усовершенствование конструкций и развитие вибротехники внесли ученые Спиваковский А.О., Потураев В.Н., Блехман И.И., Тишков А.Я., Гончаревич И.Ф., Червоненко А.Г., Учитель А.Д., Каварма И.И. и другие [3-6]. Полученные положительные результаты исследований послужили основой для создания целого ряда вибротранспортных машин многими организациями в период с 1962 по1985 гг..

Изложение материала и результаты. При скреперной доставке трудоемкость работ по выпуску и доставке горной массы мощными скреперными установками составляла для различных рудников от 27 до 48% от полных трудовых затрат на добычу. Сменная производительность труда рабочего при этом находилась в пределах 140-230 т, достигая на лучших рудниках 380 т. Работы по выпуску и доставке горной массы были крайне опасны в отношении травматизма [3].

Применение вибрационных питателей и доставочных конвейеров позволило увеличить производительность труда на выпуске и доставке руды в 1,2-5,5 раза и снизить объем подготовительно-нарезных работ в 1,1-2,8 раза [4]. При эксплуатации скреперных установок в Кривбассе месячная производительность очистного забоя составляла в среднем 10-11 тыс. т.

© Батраков Д.В., 2013

Внедрение вибровыпуска без существенного изменения организации работ обеспечило выдачу с одного забоя 25-28 тыс. т и более. Применение вибровыпуска позволило резко повысить интенсивность очистных работ, уменьшить разубоживание и потери в недрах.

На рудниках Кривбасса, в зависимости от системы разработки, применяют два основных способа вибрационного выпуска руды из блока на основной горизонт. Вибропитателями ВДПУ-4ТМ, ПВУ - непосредственно из блока, с последующей погрузкой руды в транспортные средства при этажной, этажно-камерной, камерной системах разработки. Вибролюками 1АШЛ, ЛШВ-3,35 из рудоспусков при подэтажной, подэтажно-камерной системах разработки.

Виброустановка ВДПУ-4ТМ является простейшим вибрационным механизмом (разработка 1962-1966 гг.), основанным на принципе вибропобуждения, при котором жёсткой платформе, установленной наклонно в днище блока, сообщаются колебания с помощью вибровозбудителя с асинхронным электроприводом. В находящейся на платформе руде уменьшаются силы трения и сцепления, поэтому руда приобретает подвижность и перемещается в направлении откаточной выработки. При этом, производительность существенно зависит от угла наклона платформы (рис. 1). В условиях шахт Кривбасса ВДПУ-4ТМ используется в течение 40 лет.

Вибромашина - это многофункциональный механизм, выполняющий операции: вибрационной обработки обрушенной руды с целью придания ей свойств текучести; выпуск руды, включая восприятие значительного давления из-под завала; доставку руды в пределах длины грузонесущего органа; погрузку ее в транс-портные средства. Важными вопросами явля-ются: способ воздействия на обрушенную руду, выбор оптимальной структурной схемы и конструктивные особенности вибромашины.

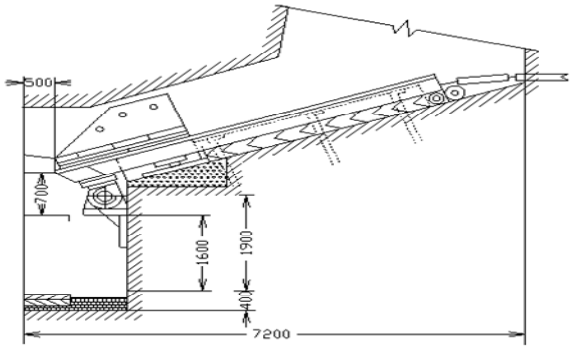


Рис. 1. Вибрационная погрузочно-доставочная установка ВДПУ-4ТМ («Сибирячка»)

Для совершенствования вибромашин и повышения эффективности их применения научными организациями и предприятиями был выполнен комплекс работ (1970-1983 гг.), направленных на создание и освоение новых высокоэффективных вибропитателей, по своим параметрам пригодных для эксплуатации в самых различных условиях.

С применением вибротранспортных машин с направленными колебаниями грузонесущего органа разработчики связывали качественное повышение показателей выпуска руды и устранение недостатков вибромашин [3-6]. Некоторые из разработок были апробированы в промышленных условиях. Технические характеристики вибропитателей приведены в табл. 1.

Таблица 1

Технические характеристики вибропитателей

Показатели	Тип			
	ВДПУ-4ТМ	ВВДР-5	ПВРА-4,5/1,4	ПВУ
Мощность электродвигателя, кВт	22	22	30	21
Угол установки, град	15-25	0-20	5-15	0-10
Размеры грузонесущего органа, мм:				
Ширина/ глубина	1240	1700/100	1400/370	1200/600
Габаритные размеры, мм:				
Длина/ширина/высота	6300/2500/715	6000/1700/1380	4650/1690/1105	5000/1790/935
Вибрационные параметры				
Частота колебаний, $с^{-1}$	150	101	136	150
Возбуждающее усилие, кН	90	150	125	150
Масса, т	4,8	6,0	4,5	4,5

Данными вибропитателями (табл. 1) осуществлялось около 95 % вибровыпуска из блока.

Оценка фактических технико-эксплуатационных показателей машин [4] осуществлялась в ходе хронометражных наблюдений за выпуском руды в течение 3 мес в условиях блока, отрабатываемого системой этажного принудительного обрушения с массовой отбойкой сухой

руды, крепостью 10-14 по шкале М.М. Протодьяконова, с большим процентом выхода крупной фракции и дальнейшей погрузкой в глухие вагонетки емкостью 4,5 м^3. Общее время на погрузку вагона включает погрузку, перестановку, замену вагона и правку бутов. Результаты этой работы представлены в табл. 2.

Таблица 2

Технико-эксплуатационные показатели вибромашин

Тип вибромашины	Погружено вагонов, шт.	Общее время на погрузку вагона, с	Расход ВВ, кг/т	Удельное количество зависаний, на 1000 т
ВДПУ-4ТМ	514	76,6	0,097	6,357
ВВДР-5	508	70,5	0,108	9,233
ПВРА-4,5/1,4	591	80,2	0,07	6,116
ПВУ	655	65,1	0,068	6,322

В результате испытаний было выявлено, что по абсолютным и удельным техническим показателям лучше других характеризуется вибропитатель ПВУ. Удельная производительность ПВУ опережает сравниваемые конструкции в 1,4-2 раза, возможность многократных перестановок, наличие средств защиты от просыпи и использование в приводе лепестковой муфты вместо клиноремённой передачи позволяют считать ПВУ более совершенным в конструктивном отношении и с наилучшими санитарно-гигиеническими показателями работы (концентрация пыли, эквивалентный уровень звука), более низкими приведенными затратами. Однако, существенным недостатком ПВУ является наибольшая стоимость установки, значительные капитальные затраты на подготовительно-монтажные и наладочные работы, а также эксплуатационные затраты, которые в 1,5-2 раза больше чем на ВДПУ-4ТМ. При эксплуатации вибропитателей ПВУ объем выпуска на питатель достигал 160 тыс.т (опыт шахты им. Ленина).

После отработки запасов блока все машины переводились на новые участки работы.

а *б*

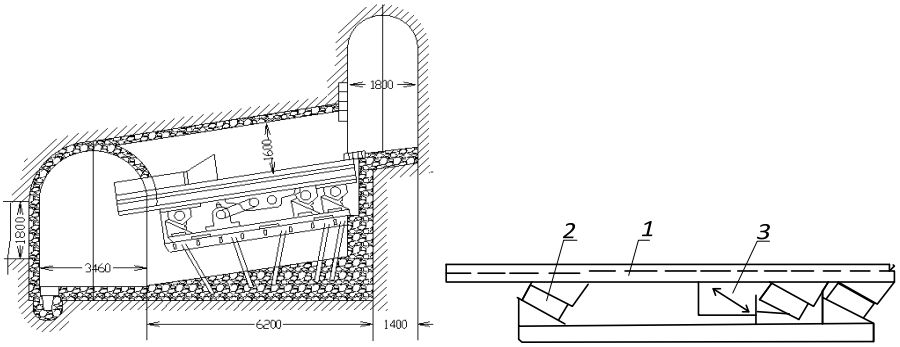


Рис. 2. Вибропитатель ВВДР-5 *а* и его структурная схема *б*

Вибропитатель ВВДР-5 (рис. 2). представляет собой зарезонансную одномассную колебательную систему с выносом источника колебаний к завалу для улучшения процесса выпуска. Грузонесущий орган *1* свободно опирается на установленные под углом резиновые упругие элементы *2*. Для учета условий работы под завалом в задней части установлены две пары упругих элементов. Двухвальный инерционный вибровозбудитель *3* смещен в сторону завала и соединен с электродвигателем через клиноременную передачу. Конструкция питателя не предусматривала средств защиты от просыпи горной массы и не приспособлена для извлечения с целью повторного использования.

Зарезонансный одномассный вибропитатель ПВРА-4*5/1,4 имел упругие связи, выполненные в виде пары резиновых элементов, между которыми зажат кронштейн грузонесущего органа. Приводится от трехвального инерционного вибровозбудителя, возмущающая сила которого проходила через центр инерции
машины. Машина имела средство защиты от просыпи и допускала перестановки. Вибровозбудитель через клиноременную передачу соединен с электродвигателем.

Общей особенностью ВВДР-5 и ПВРА-4*5/1,4 являлась попытка совместить в одном механизме функции вибрационной обработки обрушенной руды, выпуска, доставки и погрузки.

Таким образом было отдано предпочтение зарезонансным одномассным колебательным системам с резиновыми упругими связями и инерционным вибровозбудителем колебаний. Достоинствами являются возможность максимального использования энергии привода,

простота конструкции, высокая нагрузочная способность, простота монтажа и эксплуатации. Инерционный привод обеспечивает стабильную работу вне зависимости от массы нагрузки и в данной системе могут быть успешно совмещены функции виброобработки обрушенного массива, выпуска, доставки и погрузки руды. Недостатком одномассной схемы является передача значительных динамических нагрузок на фундамент.

При выпуске руды из рудоспусков широкое применение нашли вибролюки АШЛ (рис. 3), реже ВПР-4М, разработанные в 1965-1975 гг. Вибролюки имели много недостатков.

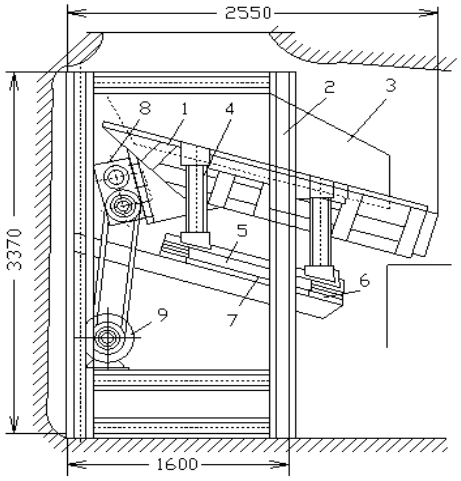


Рис. 3. Вибролюк АШЛ: *1* – лоток; *2* – монтажная рама; *3* – течка; *4* – рессорный пакет; *5* – реактивная рама; *6* - виброизолятор; *7* – опорная рама; *8* – вибратор; *9* – электродвигатель

Вибролюк АШЛ с амплитудой колебаний 1 мм недостаточно эффективно транспортировал липкую руду. При эксплуатации высокоамплитудного вибролюка ВПР-4М при погрузке крепкой крупнокусковой руды значительная часть её просыпалась мимо вагона. Машины не обладали достаточной эксплуатационной надежностью. В связи с отмеченными выше недостатками назрела необходимость замены вибролюков более совершенной конструкцией. Цикл специальных исследований по этому вопросу, направленных на выявление и оценку конструктивных различий, позволил создать вибролюк 1АШЛ с высокой степенью унификации с вибропитателем ПВУ.

В табл. 3 приведена сравнительная характеристика вибролюков.

Таблица 3

Сравнительные технико-экономические показатели вибролюков

Показатели	Тип вибролюка		
	1АШЛ	АШЛ	ВПР-4М (ПВГ-1,2/3,1)
Производительность, т/ч	1000-1300	700	800
Мощность двигателя, кВт	15,5	7,3	18
Угол установки, град.	0-10	15	8-12
Габаритные размеры, мм:			
Длина/ширина/высота	3400/1900/1285	2600/1900/3570	3260/1750/1195
Масса, кг	2700	3280	3200
Влажность горной массы, %	8	2-4	8
Уровень шума, дБА	82	86	89
Средняя наработка на отказ, тыс. т	120,0	45,0	23,5
Затраты на монтаж, чел/смену	10	8-10	14-18

По предложенной ассиметричной схеме, заключающейся в выносе вибровозбудителя из-под завала институтом ВНИПИрудмаш были разработаны унифицированный вибропитатель ПВУ (рис. 4) и вибролюк 1АШЛ (рис. 5).

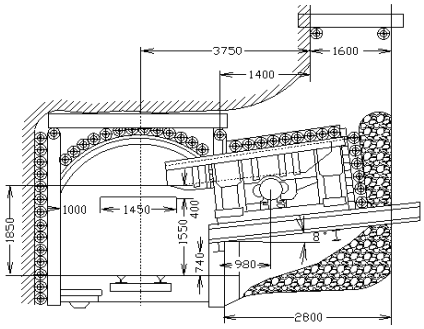


Рис. 4. Схема установки вибролитателя ПВУ

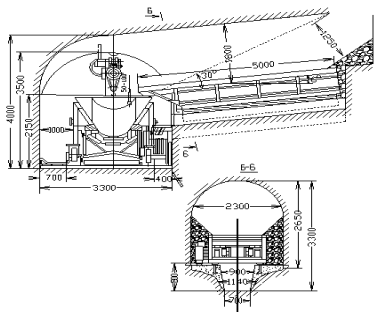


Рис. 5. Схема установки вибролюка 1АШЛ

Они представляют собой одномассную вибромашину грузонесущий орган которой с помощью резиновой упругой опоры опирается на раму. Привод - трехвальный инерционный

вибровозбудитель, через лепестковую муфту соединенный с электродвигателем.

Подшипниковые узлы вибровозбудителя установлены непосредственно в продольных жесткостях днища грузонесущего органа. Синхронизирующая зубчатая передача имеет ведомые шестерни с текстолитовыми венцами, что не требует смазки и уменьшает шум во время работы. На раме установлены стенки с устройством для предотвращения просыпи под машину и площадки для дополнительной погрузки на нее руды. У ПВУ борта неподвижные высотой 160 мм, закрепленные на раме, у вибролюка 1АШЛ грузонесущий орган выполнен в виде лотка глубиной 450 мм с задней частью днища наклоненной к основной транспортирующей поверхности. Отличия учитывают различие условий эксплуатации машин.

Вибролюк 1АШЛ (и ЛШВ-3,35) транспортирует как крепкую крупнокусковую руду так и руду с повышенной влажностью и глинистыми включениями. Наработка на отдельные люки достигает 500 тыс.т 1АШЛ обладает возможностью перестановки в новые погрузочные пункты.

Вибромашины 1АШЛ, ЛШВ-3,35, ВДПУ-4ТМ, ПВУ яляются основным оборудованием при выпуске руды в условиях железорудных шахт Криворожского бассейна.

Выводы и направления дальнейших исследований. Опыт эксплуатации вибропитателей ВДПУ-4ТМ на подземных рудниках Кривбасса указывает на следующие недостатки: самоскатывание кусков руды в откаточную выработку вследствие необходимости монтажа установки под углом 20-25° к горизонту; снижение производительности в 2-5 раз при транспортировании липкой и/или влажной руды; сложность управления погрузкой; значительная просыпь руды при погрузке; разрушение грузонесущей платформы после выпуска 30-40 тыс.т руды; трудность извлечения для повторного использования; низкие санитарно-гигиенические показатели; отсутствие регулируемого электропривода и его низкая надежность.

Применение вибролюков 1АШЛ и вибропитателей ПВУ привело к значительному увеличению производительности, улучшению санитарно-гигиенических показателей и уменьшению просыпи руды при погрузке. Основными недостатками всех типов вибропитателей и вибролюков являются отсутствие возможности регулирования параметров работы, плавности запуска и останова привода, низкая надежность системы электропривода, поэтому повышение эффективности работы вибропитателей и их электропривода является актуальной научно-практической задачей и направлением дальнейших исследований.

Список литературы

1. **Ступник Н.И., Письменный С.В.** Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды/ **Н.И. Ступник, С.В. Письменный**//Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг. – Вип. 30, 2012. – С. 3-7.

2. **Чернокур В.Р., Шкребко Г.С., Шелегеда В.И.** Добыча руд с подэтажным обрушением/ **В.Р. Чернокур., Г.С. Шкребко, В.И.Шелегеда.** – М.: Недра, 1992. – 271 с.

3. **Учитель А.Д**., **Гущин В.В.** Вибрационный выпуск горной массы/ **А.Д**. **Учитель, В.В. Гущин.** – М.: Недра, 1981. – 232 с.

4. **Каварма И.И., Кальницкий А.М., Бровко А.В.** Опыт применения вибрационного выпуска руды на подземных рудниках Криворожского бассейна/ **И.И. Каварма, А.М. Кальницкий, А.В. Бровко. –** М.: Экспресс-информация/ин-т «Черметинформация», 1981. – 18 с.

5. **Гончаревич И.Ф.** Вибротехника в горном производстве/ **И.Ф. Гончаревич**, – М.: Недра, 1992.–317 с.

6. **Потураев В.Н.** Элементы конструкций вибрационных транспортно-технологических машин, – К.: Н думка, 1984. – 287 с.

Рукопись поступила в редакцию 30.03.13

УДК 622

И.К. МЛАДЕЦКИЙ А.А. ЛЫСЕНКО О. Г. ПОПОВА
ГВУЗ «Национальный горный университет», Днепропетровск

ТРЕБУЕМАЯ ТОЧНОСТЬ КОНТРОЛЯ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Опробование и контроль в обогащении полезных ископаемых в значительной степени служит для того, чтобы с помощью измерения качественных показателей определять количественные. Измерение расходов пульповых потоков затруднено и поэтому выход, например для бинарного разделения, определяют как $\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}$, где α, β, ν - содержания ценного минерала в ис-

© Младецкий И.К., Лысенко А.А., Попова О.Г., 2013

ходном продукте и продуктах разделения.

Априори известно, что чем выше точность контроля качественных показателей, тем выше будет точность вычисления количественных показателей.

Из дифференциального исчисления известно, что погрешность функции σ_y определяется на основании погрешностей аргументов σ_x как

$$\sigma_y^2 = \sum_{i=1}^{n} (\frac{\partial Y}{\partial X_i})^2 \sigma_{X_i}^2, \qquad (1)$$

где n - количество измеряемых переменных функции $Y = f(\overline{X}) = f(X_1, X_2, ..., X_n)$.

Из выражения (1) также следует, что для достижения высокой точности определения показателей необходимо, чтобы частные производные были бы меньше единицы. Тогда существует вероятность, что погрешность функции будет меньше погрешности измерения ее аргументов. Однако, изменить значения производных в точке технологической линии не всегда удается, а если такое возможно, то изменения происходят в нешироких пределах. Таким образом, возникает задача: какие необходимо обеспечить погрешности измерений σ_{Xi}, чтобы погрешность функции не превышала некоторого заданного значения $\sigma_{уз}$.

На основании выражения (1) запишем

$$1 = \sum_{i=1}^{n} \left(\frac{\partial Y}{\partial X_i} \frac{\sigma_{Xi}}{\sigma_Y} \right)^2,$$

откуда видно, что чем больше будет производная, тем меньше должна быть погрешность измерения аргументов, т.е. существует обратная зависимость между значением производной и погрешностью измерения аргументов. Если определяется погрешность функции одного аргумента, то

$$\sigma_Y^2 = (\frac{\partial Y}{\partial X})^2 \sigma_X^2 \ , \ \sigma_Y = \frac{\partial Y}{\partial X} \sigma_X \ , \ \sigma_{Xi} = \frac{\sigma_Y}{\frac{\partial Y}{\partial X_i}}$$

Если функция множества переменных и погрешность измерения всех аргументов предположительно одинаковая и производные тоже, тогда

$$1 = \sum_{i=1}^{n} \left(\frac{\partial Y}{\partial X_i} \frac{1}{\sigma_Y} \frac{K}{\frac{\partial Y}{\partial X_i}} \right)^2 = \sum_{i=1}^{n} \left(\frac{1}{\sigma_Y} \frac{K}{1} \right)^2 = n \left(\frac{K}{\sigma_Y} \right)^2,$$

отсюда $nK^2 = \sigma_Y^2$, или $K = \frac{\sigma_Y}{\sqrt{n}}$. Тогда $\sigma_{Xi} = \frac{\sigma_Y}{\sqrt{n} \frac{\partial Y}{\partial X_i}}$.

Откуда следует, что погрешность измерения аргументов должна быть тем меньше, чем больше производная функции и иметь некоторый весовой коэффициент. Поэтому необходимо определить влияние каждой из них на общую допустимую погрешность

Поскольку функция погрешности является единственной, а измеряемых аргументов в ней может быть множество, то для определения допустимых погрешностей измерения необходимо такое же множество уравнений. Для этого требуется ввести некоторые возможные соотношения между погрешностями измерения.

При обогащении полезных ископаемых главной функцией является выход обогащенного продукта γ, и погрешность его определения регламентирована - $\sigma_{уз}^2$. В этом случае необходимо проводить измерение аргументов X_i с требуемой точностью - $\sigma_{X_iT}^2$, чтобы σ_Y^2 не вышла за допустимые пределы

$$\sigma_Y^2 < \sigma_{уз}^2.$$

Рассмотрим, каким образом, имеется возможность подобрать требуемые значения погрешностей измерения аргументов.

Допустим, имеем функцию погрешности

$$\sigma_\gamma^2 = \left(\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}\right)^2 \sigma_\alpha^2 + \left(\frac{\partial\gamma}{\partial\beta}\right)^2 \sigma_\beta^2 + \left(\frac{\partial\gamma}{\partial\nu}\right)^2 \sigma_\nu^2 .$$

Возьмем одно слагаемое и решим полученное уравнение одной переменной относительно погрешности измерения аргумента, при условии, что погрешность выхода задана:

$$\sigma_\alpha^2 = (\frac{\sigma_{\gamma з}}{\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}})^2 .$$

Предположим также, что каждое слагаемое входит в уравнение погрешности с некоторым весовым коэффициентом $K_{i,}$, т.е.

$$\sigma_\alpha^2 = (\frac{\sigma_{\gamma з}}{\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}} K_1)^2 .$$

Тогда

$$\sigma_\gamma^2 = (\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}\frac{\sigma_\gamma}{\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}} K_1)^2 + (\frac{\partial\gamma}{\partial\beta}\frac{\sigma_\gamma}{\frac{\partial\gamma}{\partial\beta}} K_2)^2 + (\frac{\partial\gamma}{\partial\nu}\frac{\sigma_\gamma}{\frac{\partial\gamma}{\partial\nu}} K_3)^2 =$$

$$= (\sigma_\gamma K_3)^2 + (\sigma_\gamma K_2)^2 + (\sigma_\gamma K_1)^2 , \text{ или } 1 = KK_3{}^2 + K_2{}^2 + K_1{}^2 .$$

Обозначим производные $\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha} = A$, $\frac{\partial\gamma}{\partial\beta} = B$, $\frac{\partial\gamma}{\partial\nu} = C$ и отношения между весовыми коэффициентами и производными представим как

$$K_1{}^2 : K_2{}^2 : K_3{}^2 = \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}} : \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial\beta}} : \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial\nu}} .$$

Теперь уже информации достаточно для составления совместной системы уравнений

$$\left.\begin{aligned} K_1^2 : K_2^2 &= \frac{1}{(\partial\gamma/\partial\alpha)} : \frac{1}{(\partial\gamma/\partial\beta)}, \\ K_2^2 : K_3^2 &= \frac{1}{(\partial\gamma/\partial\beta)} : \frac{1}{(\partial\gamma/\partial\nu)}, \\ 1 &= K_3^2 + K_2^2 + K_1^2 . \end{aligned}\right\}$$

Из этой системы уравнений имеем

$$K_1 = \frac{C}{A}\sqrt{\frac{1}{1+\left(\frac{C}{B}\right)^2 + \left(\frac{C}{A}\right)^2}} , \; K_2 = \frac{C}{B}\sqrt{\frac{1}{1+\left(\frac{C}{B}\right)^2 + \left(\frac{C}{A}\right)^2}} , \; K_3 = \sqrt{\frac{1}{1+\left(\frac{C}{B}\right)^2 + \left(\frac{C}{A}\right)^2}} .$$

Предположим, что A=10, B= 5, C = 2, тогда

$$K_3^2 + K_2^2 + K_1^2 = \sqrt{25/30} + \sqrt{4/30} + \sqrt{1/30} = 1 .$$

Теперь, для того, чтобы пользоваться уравнением ( ) необходимо эти коэффициенты еще разделить на производные от функции. Предположим, что заданная погрешность выхода составляет $\sigma_{\gamma з}^2 = (0{,}05)^2$, тогда

$$\sigma_\alpha^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma з}}{\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}} K_1\right)^2 = \left(\frac{0{,}05}{10}\sqrt{\frac{1}{30}}\right)^2 = \frac{5}{6}10^{-7} ;$$

$$\sigma_\beta^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma з}}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} K_2 \right)^2 = \left(\frac{0{,}05}{5} \sqrt{\frac{4}{30}} \right)^2 = \frac{2}{15} 10^{-4}$$

$$\sigma_\nu^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma з}}{\frac{\partial \gamma}{\partial \nu}} K_3 \right)^2 = \left(\frac{0{,}05}{2} \sqrt{\frac{25}{30}} \right)^2 = \frac{125}{24} 10^{-4}$$

Проверим какова получена точность определения выхода

$$\sigma_\gamma^2 = \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} \right)^2 \sigma_\alpha^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} \right)^2 \sigma_\beta^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} \right)^2 \sigma_\nu^2 . = 100 \frac{5}{6} 10^{-7} + 25 \frac{2}{15} 10^{-5} + 4 \frac{125}{24} 10^{-4} =$$

$$0{,}08 \cdot 10^{-4} + 3{,}33 \cdot 10^{-4} + 20{,}8 \cdot 10^{-4} = 24{,}21 \cdot 10^{-4} .$$

$$\sigma_\gamma = \sqrt{24{,}21 \cdot 10^{-4}} = 0{,}049 \approx 0{,}05.$$

Что и требовалось доказать.

Таким образом, имеется возможность подобрать требуемую точность контроля параметров функции с целью выполнения заданной точности ее вычисления.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 622.775

К.В. НІКОЛАЄНКО, канд. техн. наук, доц.,
В.Д. ЄВТЄХОВ, д-р геол.-мінерал. наук, проф.,
В.В. ФІЛЕНКО, викладач, П.К. НІКОЛАЄНКО, студент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТЕХНОЛОГІЧНІ РІШЕННЯ ЗБАГАЧЕННЯ БІДНИХ ГЕМАТИТОВИХ РУД ШТАТУ ОРІСА (ІНДІЯ), ДЛЯ ОТРИМАННЯ З НИХ КОНДИЦІЙНОГО КОНЦЕНТРАТУ

Розглянуто питання особливостей мінерального складу бідних гематитових руд штату Оріса (Індія), та послідовності технологічних операцій для отримання з них кондиційного залізовмісного концентрату.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У процессі дроблення та сортування богатих гематитових руд утворюються відходи, у вигляді бідних гематитових руд крупністю 20-0 мм, які складуються у відвал. Вихід даного продукту від вихідної сировини складає 10-15%. Мінералогічний аналіз даних руд показав, що вони представлені як розкритими рудними і нерудними мінералами, та і їх зростками. Питання про залучення до переробки відвалів бідних гематитових руд дробарно-сортувальних фабрик, які в даний час не збагачуються, є актуальним. Одним з таких техногенних родовищ є заскладовані бідні гематитові руди штату Оріса (Індія). Об'єм заскладованих відходів такого мінерального складу тільки в Індії складає близько 300 млн т.

Аналіз досліджень і публікацій. В свій час проведені досліди зі збагачення гематитових руд магнітним та флотаційним методами. Застосуванню флотаційного методу збагачення заважає недостатньо вивчені екологічні наслідки в густонаселений районах. Крім того, як показав досвід роботи збагачувальних фабрик комбінатів, цей метод не дозволяє досягнути планових показників якості та виходу кінцевих продуктів збагачення. Магнітний метод використовувався для збагачення бідних гематитових руд України в різних варіантах (високоінтенсивна магнітна сепарація на КГЗКОР та ГЗК комбінату «АрселорМіттал» (В=0,8-1 Тл), магнітна сепарація при виробництві агломераційної руди на устаткуванні фірми «Укрекологія»). Флотація та високоінтенсивна магнітна сепарація потребують подрібнення гематитових руд до крупності 90-95% класу менше 0,074 мм, та проводяться у мокрому середовищі. Магнітна сепарація при виробництві агломераційної руди проводиться у сухому середовищі на сепараторах з постійними ма-

© Ніколаєнко К.В., Євтєхов В.Д., Філенко В.В., Ніколаєнко П.К., 2013

гнітами високої енергії (В=0,5-0,7 Тл), у крупності 10-0 мм.

Постановка завдання. Головним для ефективного збагачення є достатньо селективне розділення компонентів бідних гематитових руд. Для рішення поставленої задачі виробництва з заскладованих бідних гематитових руд концентрату з вмістом заліза загального не менше 62%, є необхідним вибір методу та створення умов для ефективного вилучення рудних мінералів в концентрат. К основним властивостям низько- та некондиційної залізорудної сировини вивченого району штату Оріса (Індія) відноситься неоднорідність її мінерального, хімічного складу, фізічних, технічних властивостей, та відповідно її збагачуємість. В цьому складається головна проблема розробки эфективної технології виробництва з низькокондиційної вихідної сировини, високоякісного корисного кінцевого продукту. Додаткову перешкоду створює те, що необхідно виключити використання в збагачувальному процесі води, яка в районі техногенного родовища відноситься до дефіцітних витратних матеріалів.

Викладення матеріалу та результати. Вивчення особливостей мінерального складу проводилися на трьох пробах крупністю 20-0 мм, відібраних з різних місць техногенного родовища. Мінералогічними дослідженнями (табл. 1) встановлено, що основним рудним мінералом матеріалу досліджених проб є гематит, представлений, головним чином, зернистим різновидом - мартитом. Вміст мартита в складі матеріалу проб склав 30,2- 52 %. Вміст іншого рудоутворюючого мінералу гетита склав 9,4-22,5%. Нерудні мінерали представлені, головним чином, гідроксидами алюмінію (6,6-11,8%) і кварцем (2,8-5,6%).

Таблиця 1

Мінеральний склад матеріалу досліджуваних проб

Мінерали	Вміст мінералів, мас.%		
	Проба 1	Проба 2	Проба 3
Гематит, у тому числі:	67,9	46,1	67,7
мартит	52,0	30,2	53,2
залізна слюдка	9,4	7,0	8,6
дисперсний гематит	6,5	8,9	5,9
Магнетит	0,3	0,2	0,3
Гідроксиди заліза, у тому числі:	11,9	27,3	12,5
гетит	10,2	22,5	10,4
лепидокрокит	0,7	1,5	0,9
дисперсний гетит	1,0	3,2	1,2
Мінерали групи кремнезему, у тому числі:	5,4	6,7	5,5
кварц	4,9	5,6	4,7
халцедон	0,4	0,9	0,7
опал	0,1	0,2	0,1
Гідроксиди алюминию (беміт, діаспор, гідраргіліт)	8,3	11,8	8,7
Сілікати, у тому числі:	4,8	6,1	4,3
каолініт	4,1	5,1	3,8
гідрослюда	0,7	1,0	0,5
Карбонати	0,9	0,9	0,4
Недіагностовані мінеральні фази	0,5	0,9	0,6
Всього	100,0	100,0	100,0

Для технологічних досліджень була скомпонована об’єднана проба. Мінеральний склад об'єднаної проби, характеризується переважанням мартита і залізної слюдки (пластинчастий різновид гематиту). Другорядне значення має гетит, для агрегатів якого характерно масивне і концентрично зональне будову. Дисперсний гетит, дисперсний гематит, каолініт і гідрослюд утворюють механічно нестійкі землисті агрегати, які при дробленні і подрібненні легко руйнуються та перетворюються на пилоподібний матеріал. Кварц, є більш рідкісним в порівнянні з, нерудним мінералом. Його агрегати присутні у вигляді дрібних (до 3,0 мм) включень в рудних агрегатах.

Отже, особливостями мінерального складу бідних гематитових руд штату Оріса, в порівнянні з гематитовими рудами родовищ України є те що, нерудна фаза представлена в основному гідроксидами алюмінію, а кварц та силікати мають другорядне значення.

При виборі оптимальної технології враховувалися гранулометричний, мінеральний і хімічний склад досліджуємих руд.

В процесі збагачення руди було виділено два основних етапи:

рудопідготовка, яка складається в дробленні руди до крупності, що забезпечує достатньо ефективне розкриття рудних і нерудних часток;

збагачення, основним завданням якого є відділення агрегатів нерудних мінералів від часток гематиту (мартита і залізної слюдки) і гетиту.

З урахуванням фізичних властивостей рудоутворюючих і другорядних мінералів було вивчено вплив на якісні показники двох методів збагачення гематитової сировини: магнітного та гравітаційного (кожний в «сухому» і «мокрому» варіантах). Завданням було отримання залізорудного концентрату з загальним вмістом заліза не нижче 62%. «Сухе» і «мокре» магнітне збагачення проводилися з використанням сепараторів з високоінтенсивним магнітним полем на матеріалі крупністю 1-0 мм. Обидва варіанти магнітної сепарації не дозволили отримати залізорудний концентрат заданої якості. Вміст заліза загального в концентратах склав 57,2-60,8%, при виході 20,0-37,6%.

«Суха» і «мокра» гравітаційна сепарація проводилися з використанням повітряного сепаратора (рис. 1) та концентраційного стола, в крупності вихідного матеріалу 1-0 мм.



Рис. 1. Повітряний сепаратор фірми «Аеромех»

Як «суха» так і «мокра» гравітаційна сепарація, дозволили отримати концентрат, який відповідає вимогам по якості кінцевого продукту. Сухим методом було отримано концентрат з вмістом заліза загального 61,8%, при виході 53,6%. Концентрат більш високої якості був отриманий методом «мокрої» гравітаційної сепарації і склав 63,4% при виході 51,2%. З урахуванням особливості регіону розташування родовища, а саме відсутність води, більш привабливим є як основний метод - суха гравітаційна сепарація. Для забезпечення достатнього вилучення рудних мінералів, була перевірена можливість додаткового використання в схемі «сухої» магнітної сепарації.

Для визначення технології збагачення за «сухою» схемою проведено дослідження з використанням повітряного сепаратора та магнітного сепаратора з постійними магнітами високої енергії (В=0,7 Тл).

Було перевірено вплив на показники розділення вихідного живлення в крупності: 5-0, 3-0, та 1-0 мм. Встановлено, що зниження крупності живлення операцій збагачення дозволяє підвищити вміст заліза загального в концентратах на 0,8-1,6%, але при цьому вихід знижується на 17-23,2%.

Аналіз отриманих результатів показав, що оптимальним для отримання концентрату з вмістом $Fe_{заг}$ на рівні 62% при максимальному його виході є наступна послідовність технологічних операцій: подрібнення вихідної руди до крупності 5-0 мм, поділ отриманого класу на дві фракції 5-3 і 3-0 мм, суха магнітна сепарація фракції 5-3 мм з отриманням товарного концентрату, повітряна сепарація фракції 3-0 мм з отриманням товарного концентрату і промпродукту, суха магнітна сепарація промпродукту повітряної сепарації клас 3-0 мм з отриманням товарного концентрату.

Було розроблено технологічну схему збагачення бідних гематитових руд, та розраховано її показники на продуктивність 1,8 млн т на рік. За рекомендованою схемою передбачається отримання з вихідної руди, концентрату з вмістом заліза загального 62,1%, при виході 50,1,0%. Очікуваний хімічний аналіз отриманого концентрату наведено в табл. 2.

Таблиця 2

Хімічний аналіз отриманого концентрата

Продукти	Вміст,%									
	$Fe_{заг.}$	$Fe_{магн.}$	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO
Концентрат	62,1	0,25	2,11	0,034	4,41	88,10	0,63	0,086	0,29	0,21
Продукти	Вміст, мас.%									
	Na_2O	K_2O	P_2O_5	CO_2	S	H_2O^+	H_2O^-	п. п. п.	Усього	
Концентрат	0,03	0,01	0,082	0,20	0,009	3,86	0,11	4,18	100,171	

Висновки та напрямок подальших досліджень. Таким чином, для отримання з закладованих бідних гематитових руд штату Оріса (Індія) концентрату з вмістом заліза не менше 62,0%, доцільно використовувати комбінований «сухий» гравітаційно-магнітний метод їх збагачення. Напрямком подальших досліджень, є підвищення вилучення заліза в концентрат за рахунок залучення до переробки хвостів магнітного збагачення.

Список літератури

1. **Кришнан Н.С**. Условия залегания и происхождение железных руд Индии / Геология и генезис докембрийских железисто-кремнистых и марганцевых формаций мира // Киев: Наукова думка, 1972.– С. 55-63.

2. **Єпатко Ю.М., Мельник Ю.П**. Деякі теоретичні та експериментальні дані про утворення гетиту і гематиту в корі вивітрювання Криворізького залізорудного басейну // Геологічний журнал.– 1965.–

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 622.7:622.333

В.Г. САМОЙЛИК, канд. техн. наук., доц.
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ОБРАЗОВАНИЯ КОАГУЛЯЦИОННЫХ СТРУКТУР В ВОДОУГОЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЯХ

Рассмотрено влияние компонентов твердой фазы на прочностные характеристики водоугольных суспензий с использованием статистической теории прочности. Полученные данные дают возможность оценить вклад отдельных составляющих минеральной части угля в процесс формирования коагуляционной структуры водоугольных суспензий.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Рост цен на нефть и нефтепродукты, ограниченность запасов этого сырья вызывают повышенный интерес к использованию новых видов топлива, в частности, водоугольного топлива (ВУТ), получаемого на базе высококонцентрированных водоугольных суспензий (ВВУС) с добавками разжижающих и стабилизирующих ПАВ [1,2]. Обладая свойствами жидкого топлива, ВУТ может эффективно транспортироваться на большие расстояния по трубопроводам, сохранять стабильность во время длительного хранения, сжигаться в топках котлов без предварительного обезвоживания. Кроме того, особенности горения ВУТ дают основание относить их к разряду экологически чистых видов топлива.

Особенностью водоугольного топлива является высокая концентрация твёрдой фазы, что предопределяет существенное влияние прочности образованной частицами коагуляционной структуры на реологические параметры и седиментационную устойчивость водоугольных суспензий. Изложенное позволяет считать изучение закономерностей структурообразования в ВВУС актуальной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Смеси воды и угля исследуются в различных странах мира, что связано с возможностью замены такими продуктами пылевидного топлива, являющегося одним из традиционных видов энергоносителей. Наряду с многочисленными экспериментальными работами, связанными с изучением процесса получения водоугольных суспензий проводились и теоретические исследования физико-химических основ процессов диспергирования, образования дисперсных систем на основе суспензий угля [3-5]. Эти исследования касались в основном общих вопросов получения дисперсных систем, в них не рассматривалось влияние отдельных компонентов твердой фазы водоугольной суспензии на процессы образования её коагуляционной структуры.

Постановка задачи. В связи с приведенным, особый интерес представляет теоретическая

© Самойлик В.Г., 2013

оценка вклада различных компонентов твердой фазы в процесс структурообразования высоконцентрированной водоугольной суспензии.

Изложение материала и результаты. Высоконцентрированные водоугольные суспензии относятся к микрогетерогенным и коллоидным видам дисперсных систем. Характерные для них сильно развитая межфазная поверхность и высокая концентрация дисперсной фазы в воде приводит к тому, что в таких системах самопроизвольно возникают пространственные коагуляционные структуры. Их образование сопровождается уменьшением межфазной энергии Гиббса и соответствующим ростом энтропии системы. Этот процесс завершается формированием термодинамически устойчивых структур.

Коагуляционные структуры характеризуются сравнительно слабыми по силе взаимодействия контактами между частицами. Прочность этих контактов определяется ван-дерваальсовыми силами сцепления по лиофобным участкам макромозаичной поверхности частиц через тончайшие водные прослойки, фиксированная толщина которых соответствует минимальному значению поверхностной энергии Гиббса [6]. В зависимости от толщины водных прослоек, частицы в коагуляционной структуре могут фиксироваться на расстояниях ближней ($H_1 = 10^{-9}$ м) или дальней ($H_2 = 10^{-7}$ м) коагуляции, что и определяет разницу почти на два порядка в энергии и силе связи между ними.

Необходимым условием возникновения коагуляционной структуры является наличие в твердой фазе частиц коллоидных размеров (10^{-9} – 10^{-6} м), способных совершать броуновское движение. Распределяясь в объёме суспензии, они образуют в совокупности с более крупными частицами пространственный трёхмерный каркас, состоящий из цепочек или агрегатов [4,7]. Вероятность и скорость образования структур тем больше, чем выше дисперсность частиц и, следовательно, способность участвовать в тепловом броуновском движении, и чем сильнее выражена анизометричность или лиофобно-лиофильная мозаичность поверхности. Верхний предел крупности частиц, способных участвовать в структурообразовательных процессах в ВВУС, ограничивается размером на 2-3 порядка большим размера частиц коллоидной крупности [4].

Концентрация дисперсной фазы является одним из основных факторов, определяющих свойства высокодисперсных систем. По мере увеличения концентрации твердого в жидкой среде достигается определенный критический уровень (первая критическая концентрация структурообразования φ_{c1}), который соответствует началу образования пространственной структурной сетки. Появление пространственной структуры сопровождается возникновением слабых коагуляционных контактов с фиксацией частиц преимущественно в положении дальнего энергетического минимума с энергией взаимодействия порядка нескольких КТ [7] и силой сцепления в контакте F_c порядка 10^{-11} Н. Такого рода малопрочные коагуляционные структуры характеризуются наличием тиксотропных свойств. Причем тиксотропное восстановление разрушенной механическими воздействиями структуры сопровождается возобновлением слабых коагуляционных контактов.

По мере повышения концентрации дисперсной фазы структурная вязкость и прочность дисперсной системы возрастает вследствие увеличения числа контактов между частицами в единице объема. В связи с этим повышается структурная устойчивость дисперсных систем, увеличивается скорость тиксотропного восстановления разрушенной структуры.

Полная тиксотропная обратимость сохраняется в коагуляционных структурах лишь до определенного в каждом конкретном случае сочетания значений объемного содержания φ_{c2} и дисперсности частиц твердой фазы $S_{кр}$ в жидкой среде. При увеличении φ и S выше этих значений вначале исчезает способность к тисотропному восстановлению во всем объёме деформируемой системы, а по мере последующего относительного снижения содержания жидкой среды в дисперсной системе она теряет высокоэластические, а затем и пластические свойства [6].

Характерное для таких систем весьма резкое увеличение прочности и вязкости в узком диапазоне возрастания концентрации объясняется не только увеличением числа контактов в единице объёма системы. В таких системах при $\varphi \geq \varphi_{c2}$ наиболее вероятной становится фиксация частиц на расстоянии ближней коагуляции и поэтому прочность таких коагуляционных контактов возрастает до 10^{-8}-10^{-9} Н. Вместе с тем высокое объёмное содержание твердой фазы приводит к тому, что непрерывная сдвиговая деформация таких систем вообще не может осуществляться без изменения их объема.

Экстремальная зависимость между содержанием твердого и прочностью структуры высо-

коконцентрированных дисперсных систем требует детального исследования процессов структурообразования в ВВУС, оценки её прочностных характеристик.

Наиболее точно зависимость между объёмной концентрацией φ и прочностью коагуляционной структуры P_m (предельное напряжение сдвига) может быть оценена на основе статистической теории прочности пористых тел [8], которая предполагает пропорциональность P_m произведению числа контактов между частицами на прочность каждого контакта. В соответствии с этим предельное напряжение сдвига суспензии выражается следующей формулой

$$P_m = \alpha \cdot F_c \cdot f(\varphi)/d^2 , \quad (1)$$

где α - коэффициент, учитывающий геометрию упаковки частиц; F_c - среднее значение силы сцепления в контакте; $f(\varphi)$ – функция концентрации; d - средний характерный размер частиц.

Наличие в составе ВВУС частиц различной природы и дисперсности предопределяет их неравноценный вклад в упрочнение структуры по мере роста концентрации твердой фазы. Исходя из принципов аддитивности теории прочности [8] и того факта, что в состав твердой фазы ВВУС наряду с угольными частицами входят преимущественно глинистые и кварцевые минералы [9], выражение для определения предельного напряжения сдвига можно записать в следующем виде

$$P_m = P_m^{у} + P_m^{г} + P_m^{кв} , \quad (2)$$

где $P_m^{у}$, $P_m^{г}$, $P_m^{кв}$ – прочность структуры, образованной соответственно угольными, глинистыми и кварцевыми частицами.

Проанализируем более подробно вклад каждой из составляющих выражения (2) в создание коагуляционной дисперсной структуры ВВУС.

Прочность структуры, образованной в высококонцентрированной дисперсной системе, определяется прочностью единичных контактов, которые, в свою очередь, зависят от баланса сил, возникающих при взаимодействии частиц [10]. В соответствии с современной трактовкой теории ДЛФО в тонкой прослойке жидкости между сближающимися частицами возникает расклинивающее давление, препятствующее или способствующее образованию коагуляционного контакта между этими частицами. В отсутствие химических реагентов в дисперсной системе величина расклинивающего давления определяется следующим выражением [10]

$$\Pi(h) = \Pi_e(h) + \Pi_m(h) + \Pi_s(h), \quad (3)$$

где $\Pi_e(h)$ - электростатическая сила отталкивания, обусловленная взаимным перекрыванием ДЭС; она дает положительный вклад при сближении одноименно заряженных частиц; $\Pi_m(h)$ - молекулярная составляющая, определяющаяся ван-дер-ваальсовыми силами притяжения и вносящая, как правило, отрицательный вклад в $\Pi(h)$; $\Pi_s(h)$ - структурная составляющая, связанная с образованием граничных слоёв растворителя с особой структурой.

Рассмотрим вклад каждой составляющей в величину расклинивающего давления с точки зрения особенностей строения и свойств поверхности компонентов, входящих в состав твердой фазы ВВУС.

Для угольных частиц характерна лиофобно-лиофильная мозаичность поверхности. Наряду с конденсированными ароматическими ядрами, алифатическими группами на поверхности углей, особенно марок Д и Г, присутствуют кислородсодержащие функциональные группы: карбоксильные, гидроксильные, которые диссоциируют в водной среде с образованием ионов водорода [11]. Образующиеся отрицательно заряженные радикалы являются гидрофильными центрами, активно взаимодействующими с молекулами воды. Чередование гидрофильных и гидрофобных участков на поверхности угольных частиц, по-видимому, исключает проявление структурной составляющей расклинивающего давления [12]. Толщина остаточной водной прослойки между частицами в данном случае определяется балансом молекулярных и электростатических сил. Взаимодействуя по гидрофобным участкам, угольные частицы фиксируются преимущественно в положении ближнего потенциального минимума, что соответствует силе сцепления в единичном контакте $F_c = 10^{-8}$-10^{-9} Н [6].

Однако, высокая прочность связи в единичных контактах, как видно из выражения (1), ещё не указывает однозначно на повышенную прочность всей коагуляционной структуры. Наличие в составе угольной фракции ВВУС частиц крупностью более 5 мкм в количестве 65-75% существенно влияет на величину $f(\varphi)/d^2=n_v$, характеризующую число контактов между частицами в единице объёма. Так как это число обратно пропорционально квадрату среднего характерного размера частиц, то можно предположить, что по сравнению с более дисперсными составляю-

щими твердой фазы ВВУС (глинистыми минералами), прочность структуры угольных дисперсий не является максимальной.

Дисперсии кварца относятся к типичным гидрофильным системам. Наличие прочного граничного слоя у поверхности кварцевых частиц связано с ориентацией диполей воды под действием сильного электрического поля поверхности частиц SiO_2 (~10^5 В/см). В области значений pH = 6-8, характерных для промышленных ВВУС, протяженность граничного слоя изменяется в пределах 6-16 нм [12].

Высокий отрицательный заряд поверхности кварца, наличие прочного гидратного слоя повышает величину расклинивающего давления (3), что препятствует фиксации кварцевых частиц в положении ближнего потенциального минимума ($H_1 = 10^{-9}$м). Кроме того, при отсутствии в жидкой фазе суспензии ПАВ или электролитов, способных понижать ионно-электростатическую составляющую энергии взаимодействия, частицы кварца сохраняют агрегативную устойчивость. Коагуляционная структура даже за счет фиксации частиц в дальней коагуляционной яме не образуется.

Следовательно, вклад составляющей $P_m^{кв}$ в увеличение суммарной прочности структуры ВВУС (2) незначителен. Кварцевые частицы из-за слабой коагуляционной активности не могут существенно повышать прочность связей в суспензии. Для них характерен даже обратный эффект. Перемещаясь под действием гравитационных сил, частицы кварца, особенно крупные (> 10 мкм), способствуют разрыву существующих коагуляционных контактов, ослаблению структурного каркаса и дестабилизации суспензии.

Для глинистых минералов баланс сил, определяющий положение частиц при их взаимодействии, носит более сложный характер. На их поверхности имеется как минимум пять типов активных центров, с которыми взаимодействуют молекулы воды [13]: обменные катионы; гидроксильные группы кислого (SiOH) и основного (A*l*OH и MgOH) характера; координационные насыщенные катионы Al^{3+}, Fe^{3+}, Mg^{3+}; поверхностные атомы кислорода. Наличие этих центров способствует образованию вокруг глинистых частиц прочных гидратных слоёв, толщина которых изменяется в пределах от 8 -10 нм для монтмориллонита до 2,5-3 нм для коалинитов [13]. Появление положительной структурной составляющей расклинивающего давления при перекрытии граничных слоёв вызвано не только аномальными свойствами воды в этих слоях, но и процессами дегидратации катионов на поверхности глинистых минералов, что также связано с затратами энергии [12].

Методами радиоспектроскопии, ЯМР, электрокинетическими и спектральными исследованиями [14] показано, что граничные слои у поверхности глинистых частиц характеризуются отличной от объёмной воды сеткой водородных связей, оказывающих существенное влияние на близлежащие слои воды. Это предопределяет резкое увеличение вклада электростатических эффектов (ионной и дипольной компонент) в суммарную энергию взаимодействия частиц и образование сопряжений пространственной коагуляционной структуры с участием межмолекулярных водородных связей между глинистыми частицами. Наряду с Ван-дер-Ваальсовыми силами водородные связи способствуют сближению дисперсных частиц.

Таким образом, наряду с составляющими расклинивающего давления, рассматриваемыми обобщенной теорией ДЛФО, при определении энергии взаимодействия между глинистыми частицами необходимо учитывать также энергию притяжения водородных связей и ионно-электростатического притяжения. Поскольку расчетным путём определить прочность контактов между глинистыми частицами практически невозможно, то представление о силе сцепления в контактах можно получить на основании эмпирических данных.

Типичными представителями глинистых минералов, входящих в состав неорганической фазы ископаемых углей, являются гидрослюда, монтмориллонит, каолинит. Каолинит характеризует глинистые минералы первого типа, элементарная ячейка которых состоит из соединения слоёв кремнекислородных тетраэдров и алюмокислородных октаэдров в соотношении 1:1. Монтмориллонит и гидрослюда относятся к минералам с кристаллической структурой второго типа, у которых соотношение между этими слоями составляет 2:1 [15].

Исследование прочности коагуляционных структур, образованных глинистыми минералами, определение их влияния на свойства ВВУС проводилось при помощи конического пластомера по методике, разработанной П. А. Ребиндером [16]. В качестве жидкой фазы использовалась дистиллированная вода.

На рис. 1 представлены зависимости пластической прочности дисперсных систем от концентрации твердой фазы. Различный характер полученных кривых объясняется особенностями кристаллической структуры глинистых минералов, неодинаковой степенью гидратированности и дисперсности частиц.

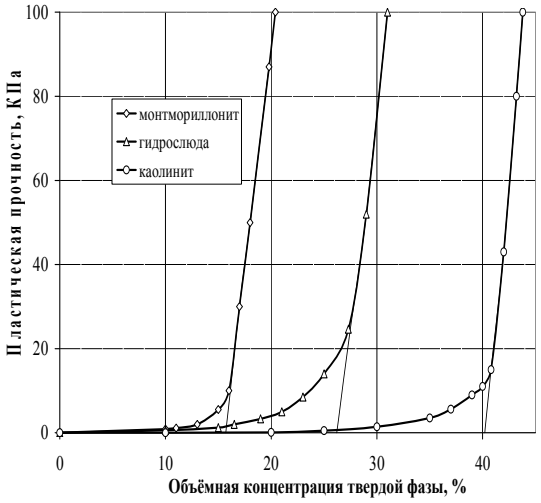


Рис. 1 Зависимость пластической прочности минеральных суспензий от концентрации твердой

Слоистые силикаты группы монтмориллонита характеризуются способностью к внутрикристаллическому набуханию, самопроизвольному диспергированию в водной среде, повышенной, по сравнению с другими глинистыми минералами, гидратированностью поверхности. Обладая высокой дисперсностью (0,03-0,3 мкм), изометрической формой, развитой гидратной оболочкой, частицы монтмориллонита фиксируются в положении дальнего энергетического минимума. Способность к значительному увеличению межплоскостных расстояний при контакте с водой определяет участие всей поверхности минерала в образовании коагуляционной структуры. Это, наряду с высокой дисперсностью определяет преобладающее влияние величины $f(\varphi)/d^2$ в выражении (1) и способствует достижению максимальной прочности структуры при сравнительно невысоких концентрациях твердой фазы: величина второй критической концентрации для дисперсии монтмориллонита φ_{c2} = 16 %. Дальнейшее увеличение содержания твердого в суспензии сопровождается резким ростом прочности структуры, что может быть объяснено переходом частиц в положение ближнего взаимодействия.

Менее гидратированные частицы гидрослюды, имеющие чешуйчатую форму с четкой огранкой [7,15], образуют контакты по углам и ребрам. По таким участкам наибольшей кривизны гидратные пленки легче всего вытесняются из зазора между частицами, а силы молекулярного взаимодействия соответствуют контактам в положении ближнего энергетического минимума. Долее низкая дисперсность минералов группы гидрослюды по сравнению с монтмориллонитом определяет для них более высокую вторую критическую концентрацию структурообразования (φ_{c2} = 26,2%).

Каолинит характеризуется совершенством кристаллической структуры. Он представляет собой кристаллы псевдогексагональной формы с хорошей огранкой и размерами в среднем 1-2 мкм [15]. Минимальная степень гидратированности поверхности каолинита по сравнению с другими глинистыми минералами обусловлена хорошей окристаллизованностью частиц, небольшим числом нарушенных связей, прочным сочленением базальных поверхностей смежных структурных пакетов кристаллов, исключающих возможность проникновения воды в межслоевое пространство. Для коагуляционных структур каолинита характерна ориентация частиц по плоскостям, определяющая преимущественное образование менее прочных контактов в положении дальнего энергетического минимума [7]. Недостаточно развитая гидратная оболочка, относительно высокая крупность частиц каолинита, их контактирование по плоскостям объясняет максимальное значение величины φ_{c2} = 40,5 %. Резкий рост прочности структурообразования при превышении данной концентрации вызван, по-видимому, фиксацией частиц каолинита по углам и ребрам в положении ближней коагуляции.

Специфическая зависимость прочности структуры от концентрации твердого в дисперсиях глинистых минералов обусловливает различное влияние содержания минеральных примесей на структурообразование в угольных суспензиях. Эксперименты, проведенные с высококонцентрированными водоугольными суспензиями (массовая концентрация твердой фазы $C_{тв}$ = 60 %, объемная φ = 53 %), подтверждают это (рис. 2).

Добавки монтмориллонита к дисперсии низкозольного угля существенно повышают прочность коагуляционной структуры. Гидрослюда также способствует росту пластической прочности. Однако, ее действие выражено слабее, что хорошо согласуется с ранее полученными дан-

ными (см. рис. 1).

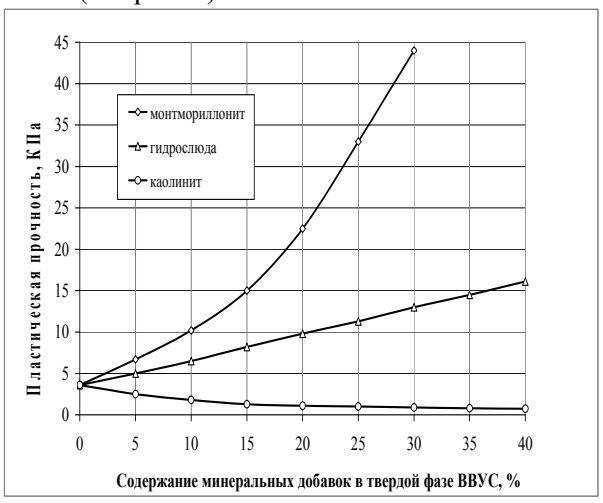


Рис. 2 Зависимость прочности коагуляционной структуры ВВУС от содержания различных минеральных добавок

Обратное влияние оказывает введение в твердую фазу водоугольной суспензии каолинита. При увеличении его содержания прочность структуры снижается. Это, по-видимому, объясняется высокой подвижностью частиц каолинита, обладающих таблитчатой формой и слабой поверхностной активностью. Свободно перемещаясь в объеме суспензии, они способствуют ослаблению коагуляционных контактов между угольными частицами. Уменьшение пластической прочности не сопровождается дестабилизацией суспензии, как в случае с кварцевыми частицами. Образованные каолинитом совместно с угольными частицами коагуляционные структуры характеризуются гомогенностью и устойчивостью.

Линейная аппроксимация кривых (см. рис. 2) на интервале содержания минеральных добавок 0–15% позволила оценить степень влияния отдельных минералов на прочность коагуляционной структуры ВВУС

$$P_m^{мм} = 3{,}6 + 0{,}71\ n_{мм}, \qquad P_m^{гс} = 3{,}6 + 0{,}30\ n_{гс}, \qquad P_m^{кл} = 3{,}6 - 0{,}18\ n_{кл} \qquad (4)$$

где $P_m^{мм}$, $P_m^{гс}$, $P_m^{кл}$ - прочность структуры ВВУС в присутствии добавок, соответственно, монтмориллонита, гидрослюды и коалинита; $n_{мм}$, $n_{гс}$, $n_{кл}$ – содержание в твердой фазе ВВУС добавок, соответственно, монтмориллонита, гидрослюды и коалинита, доли единицы; 3,6 - прочность структуры ВВУС без добавок минералов, $*10^2$ Па.

Максимальный коэффициент увеличения пластической прочности ($a_{мм}$ = 0,71) соответствует введению в ВВУС добавок монтмориллонита, для гидрослюды $a_{гс}$ = 0,3. Каждый процент повышения содержания в суспензии каолинита снижает прочность структуры на $0{,}18*10^2$ Па.

Основываясь на принципе аддитивности статистической теории прочности [8], выражение для определения прочности коагуляционной структуры ВВУС (2) можно записать в следующем виде

$$P_m = P_m^y + 0{,}71\ n_{мм} + 0{,}30\ n_{гс} - 0{,}18\ n_{кл}, \quad \text{при } \sum n_i \le 15\ \%. \qquad (5)$$

Выводы и направление дальнейших исследований. Следовательно, свойства коагуляционной структуры водоугольного топлива зависят от состава твёрдой фазы. При преимущественном содержании в минеральной части углей глинистых компонентов со структурой типа 2:1 следует ожидать увеличения прочности структурного каркаса ВВУС с ростом суммарной зольности топлива. В то же время, наличие в твёрдой фазе водоугольного каолинита может способствовать снижению прочности дисперсной системы.

На основании выражения (5) можно дать ориентировочную оценку влияния состава твердой фазы на реологические характеристики водоугольных суспензий. Однако, определение конкретной зависимости, пригодной для прогнозирования текучести, седиментационной устойчивости водоугольного топлива при изменении содержания в угле различных минеральных примесей, возможно только на основании результатов комплексных реологических исследований ВВУС в присутствии реагентов-пластификаторов.

Список литературы

1.Ходаков Г. С. Водоугольные суспензии в энергетике // Теплоэнергетика. - 2007. - № 1. - С. 35-45.

2.Мурко В. И. Водоугольное топливо - реальная альтернатива жидким и газообразным природным горючим ископаемым // ТЭК и ресурсы Кузбасса. - 2001. - № 4. - С. 30-33.

3. **Макаров А.С.** Физико-химические основы получения высококонцентрированных водоугольних суспензий / А.С. Макаров, Е.П. Олофинский, Т.Д. Дегтяренко // Вестник АН УССР – 1989. – №2. – С.65-75.

4. **Урьев Н.Б.** Высококонцентрированные дисперсные системы.- М: Химия, - 1980 - 360 с.

5. **Урьев Н.Б.** Физико-химические основы технологии дисперсных систем и материалов.- М: Химия, - 1988 - 256 с.

6. **Ребиндер П. А**. Физико-химическая механика дисперсных структур. – М., Наука, 1966. – С. 3-16. Физико-химическая механика дисперсных минералов/Под ред. Н. Н. Круглицкого. – Киев: Наукова думка, 1974. – 246 с.

7. **Ребиндер П. А.** / **П.А. Ребиндер, Е.Д. Щукин, Л.Я. Марголис**// ДАН СССР. – 1964. – 154, № 3. – С. 695. Исследование влияния содержания минеральных примесей на реологические свойства водоугольных суспензий/ А. Т. Елишевич, Н. Г. Корженевская, В. Г. Самойлик, С. Л. Хилько //Химия твердого топлива. – 1988. - № 5. – С. 16-19.

8. **Дерягин Б. В.** Теория устойчивости коллоидов и тонких пленок. – М.: Наука, 1986. – 206 с.

9. **Родин Д. П.** Исследование электроповерхностных свойств водных суспензий каменных углей Донбасса/ Д.П. Родин, Н.И. Зубова, Ю.Н. Зубкова // Химия твердого топлива. – 1976. - № 4. – С. 134-138.

10. Вода в дисперсных системах/ Б. В. Дерягин, Н. В. Чураев, Ф. Д. Овчаренко. – М.: Химия, 1989. – 288 с.

11. **Тарасевич Ю. И.** Природные сорбенты в процессах очистки воды. – Киев: Наукова думка, 1981. – 207 с.

12. **Морару В. Н.** Изучение роли воды в структурообразовании углеводородных дисперсий органофильного монтмориллонита/В.Н. Морару, С.А. Маркова, Ф.Д. Овчаренко // Коллоидный журнал. – 1980. – 42, № 1. – С. 54-58.

13. **Овчаренко Ф. Д.** Гидрофильность глин и глинистых минералов. – Киев: Изд-во АН УССР, 1961. – 292 с.

14. **Круглицкий Н. Н.** Основы физико-химической механики. – Киев: Вища школа, 1975. – 268 с.

Рукопись поступила в редакцию 10.02.13

УДК 622.74

А.А. ШИРЯЕВ, Е.Н. НЕСКОРОМНЫЙ, ООО «НЛП Горняк»,
А.И. МИРОНЕНКО, С.А. САМОХИНА, С.С. СТАРЫХ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ПРИМЕНЕНИЕ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ ГОРНООБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА «АРСЕЛОРМИТТАЛ КРИВОЙ РОГ»

На основании анализа состояния техники и технологии тонкого грохочения на зарубежных железорудных обогатительных фабриках предложено её применение на горно-обогатительном комплексе ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» для повышения качества железорудного концентрата.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Повышение качества концентрата всегда было и остается самым важным вопросом переработки полезных ископаемых.

Ряд крупных горно-обогатительных комбинатов (ГОКов) стран СНГ в течение последних лет работают по программам реконструкции цехов рудоподготовки и обогащения, которые направлены на повышение качества конечного концентрата. Так как операция дробления в 3-4 раза экономичнее операции измельчения на первом этапом предусматривается снижение крупности дробленого промпродукта, получаемого на участках дробления, что позволяет повысить производительность технологических секций на 13-15%. На втором этапе реконструкции планируется внедрение операции тонкого грохочения, позволяющей повысить качество концентрата.

Анализ исследований и публикаций. Практика использования тонкого грохочения на железорудных обогатительных фабриках насчитывает несколько десятилетий. Но только в последние 10-15 лет процесс тонкого грохочения получил весьма широкое распространение в технологических схемах обогащения железных руд в различных странах: Россия, Казахстан, Бразилия, США. Канада, Мексика и др. [1-4]. Это стало возможным благодаря появлению новых конструкций высокочастотных вибрационных грохотов корпорации Derrick и др., обеспечивающих высокую эффективность разделения по классам крупности -0,07 и -0,05 мм от 70 до 80% и выше.

Применение тонкого грохочения на ряде предприятий при малых капитальных затратах позволило достигнуть повышения содержания железа в магнетитовом концентрате от 1,7% до 2,7%. Это особенно важно в условиях роста мировых цен на энергоносители, увеличения стоимости сырья и затрат в металлургическом переделе, спроса на новые виды сырья с низким содержанием вредных примесей (металлизованные окатыши и брикеты) для прямого получения стали.

В настоящее время в Украине работают 5 горно-обогатительных комбинатов и горно-обогатительный комплекс в составе ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» по переработке магнетитовых кварцитов. Технология тонкого грохочения была впервые испытана на Днепровском горно-обогатительном комбинате в 1972-73гг и показала возможность повышения содержания железа в концентрате на 1,4%.[6] Но дальнейшее практическое внедрение этого процесса сдерживалось отсутствием надежных и эффективных грохотов, обеспечивающих разделение по классам 0,05-0,07 мм с высокой эффективностью.

Постановка задачи. В результате детального анализа оборудования для тонкого грохочения, которое предлагают как зарубежные, так и отечественные компании, специалистами горно-перерабатывающей промышленности был определен как наиболее оптимальный вариант применение высокочастотного грохота разработки корпорации Derrick.

© Ширяев А.А., Нескоромный Е.Н., Мироненко А.И., Самохина С.А., Старых С.С., 2013

На горно-обогатительном комплексе ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» осуществляется реконструкция технологических секций обогатительной фабрики по технологии и с оборудованием корпорации Metso с получением концентрата содержащего 66,0% железа.

Технологическая схема реконструированной секции № 10 включает три стадии измельчения в шаровых мельницах диаметром 4,5 м, работающих в замкнутом цикле с классифицирующим оборудованием: первая стадия со спиральными классификаторами диаметром 3,0 м, вторая и третья стадии с гидроциклонами диаметром 400 мм; обогащение осуществляется в три стадии на магнитных сепараторах: два однобарабанных WS1236CR с противоточной ванной в первой стадии, два двухбарабанных WS1236CTC-2 во второй стадии и два трехбарабанных WS1236CTC-3 в третьей стадии. Во второй и третьей стадиях сепараторы с полупротивоточными ваннами. При производительности 405,4 т/ч по исходной руде крупностью 16 - 0 мм и содержанием железа 33,93% секция должна обеспечивать получение концентрата с содержанием железа 66,0% при выходе 37,21%.

Авторами статьи поставлена задача повышения содержания железа в концентрате на 2%. В процессе решения этой задачи были проведены исследования по двум вариантам: применение тонкого грохочения в открытом и замкнутом циклах на действующей секции.

Изложение материалов и результаты. Для выполнения исследований были отобраны продукты второй и третьей стадий магнитной сепарации. В продукте второй стадии содержалось 59,2% железа. После грохочения по классу -0,05 мм при эффективности 80% содержание железа в подрешетном продукте составило 65,2%. При дообогащении подрешетного продукта на лабораторном магнитном сепараторе 236-СЭ и обесшламливании на конусе диаметром 600 мм достигнуто содержание железа в концентрате в пересчете на промышленные показатели 67,5%. Выход надрешетного продукта оказался весьма значительным и составил 46,5%.

В пробе продукта третьей стадии магнитной сепарации содержание железа составило 64,5% (табл. 1). Богатые классы крупностью минус 0,05 мм - плюс 0,01 мм и минус 0,01 мм содержат железа от 67,1% до 69,6%, в сумме - 67,5%. Выход этих классов равен 85,8%. В классах крупности (0,25 - 0,05 мм) содержание железа находится в пределах от 23,0% до 52,6%.

Таблица 1

Гранулометрический состав и распределение железа по классам крупности в магнитном продукте третьей стадии магнитной сепарации

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание железа, %	Суммарные показатели снизу, %		Суммарные показатели сверху, %	
			выход	содержание железа	выход	содержание железа
+0,25	0,5	25,0	0,5	23,0	100,0	64,5
-0,25+0,16	0,5	32,0	1,0	23.5	99,5	64,7
-0,16+0,074	5,9	37,5	6,9	36,2	99,0	64,9
-0,074+0,050	6,8	53,6	13,7	44,8	93,1	66,6
-0,050+0,010	18Л	67,1	81,8	63,4	86,3	67,6
-0,010	68,2	69,6	100,0	62,5	8,2	69,6
Всего	100,0	64,5				

Удаление бедных классов крупности с эффективностью 80% позволяет выделить богатую часть продукта с содержанием железа от 67,0 до 67,5%. Магнитная сепарация подрешетного продукта повышает содержание железа в пересчете на промышленные показатели до 68,0-68,2%. При этом содержание кремнезема составит 3,7-3,75%.

Надрешетный продукт требует доработки в отдельном цикле, либо может быть направлен на доизмельчение на той же секции, в третью стадию измельчения.

На полупромышленной установке при производительности 67,3 кг/ч (мельница МШЦ 400×800 объемом 0,08 м) была испытана схема, воспроизводящая третью стадию измельчения с классификацией и магнитной сепарацией секции № 10. Магнитный продукт размагничивался и подавался на высокочастотный лабораторный грохот ГНВС -0.5×1,5, имеющий частоту вращения вала 24,33 $с^{-1}$, амплитуду колебаний до 2 мм и просеивающую поверхность с ячейкой 0,07 мм. Подрешетный продукт поступал на магнитную сепарацию в два приема, а надрешетный - возвращался в мельницу на доизмельчение.

Применение тонкого грохочения позволило получить конечную крупность измельчения 98% класса -0,05 мм. Достигнутая эффективность грохочения составила 90% (табл. 2).

Таблица 2

Показатели работы грохота ГНВС-0,5×1,5

Продукт	Выход, %	Содержание класса -0,05мм, %	Извлечение, %
Питание	100,0	90,20	100,0
Подрешетный	82,85	98,00	90,0
Надрешетный	17,15	51,46	10,0

При достигнутой крупности измельчения 98% класса -0,05 мм получено содержание железа в концентрате 69,6%, что в пересчете на промышленные условия составило 68,2%. Полученные показатели полупромышленных испытаний позволили рекомендовать тонкое грохочение для промышленного внедрения.

Разработаны два варианта технологических схем: 1 - с тонким грохочением в открытом цикле; 2 - с тонким грохочением в замкнутом цикле измельчения.

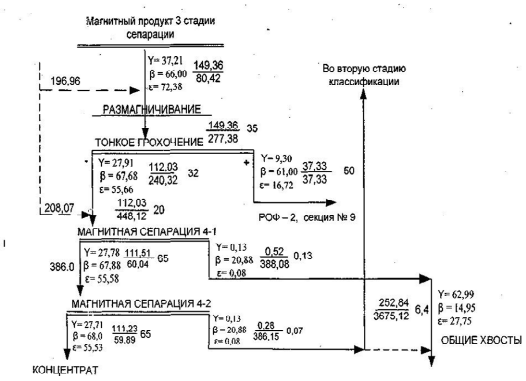


Рис. 1. Технологическая схема обогащения магнитного продукта третьей стадии магнитной сепарации на секции №10 с применением тонкого грохочения в открытом цикле

По первой схеме (рис. 1) концентрат секции подвергается тонкому грохочению. Надрешетный продукт дорабатывается в отдельном цикле. Схема с тонким грохочением в открытом цикле позволяет получать 27,71% высококачественного концентрата с содержанием железа 68,0% (табл. 3). Из надрешетного продукта выделяется рядовой концентрат с содержанием железа 65,1%.

Фрагмент второй схемы приведен на рис. 2, где в третьей стадии измельчения вместо гидроциклонов приняты грохота типа 2SG48-60R/W-5STK корпорации Derrick.

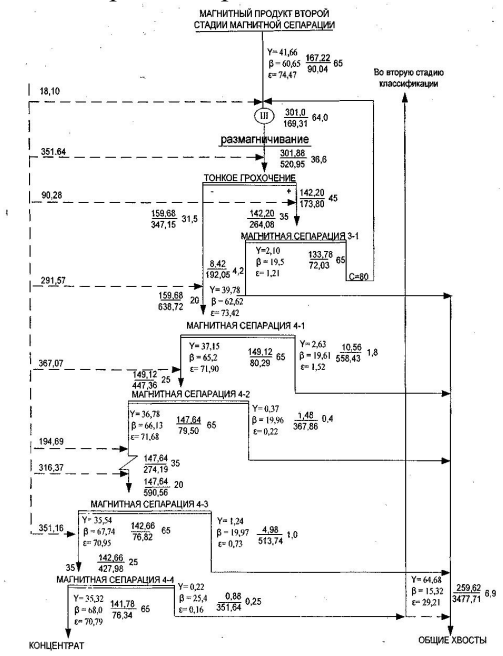


Рис. 2. Технологическая схема обогащения магнитного продукта второй стадии на секции № 10 с применением тонкого грохочения в замкнутом цикле измельчения

Высокая эффективность разделения по классу минус 0,05 мм и применение мелких шаров диаметром 30 мм обеспечивает достижение крупности измельчения 98% класса минус 0,05 мм и снижение циркулирующей нагрузки в 3,3 раза. При общей производительности по питанию 301,88 т/ч к установке приняты 4 грохота 2SG48-60R/W-5STK. Полезная просеивающая поверхность деки одного грохота равна 9 м^2, ширина щели выбрана 0,074 мм.

При производительности секции по исходной руде 405,4 т/ч и содержании железа 33,93% выход концентрата составляет 35,32% (141,28 т/ч) и содержание железа в нем 68%. (табл. 4)

В настоящее время для обогатительной фабрики №2 ГОКа ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» разработана проектная документация для реконструкции секции № 10 по схеме с применением тонкого грохочения в открытом цикле.

Таблица 3

Технологические показатели обогащения магнетитовых кварцитов с применением тонкого грохочения в открытом цикле

Продукт	Выход, %	Содержание железа, %	Извлечение железа, %	Производительность, т/ч сухая масса
Исходная руда	100,0	33,93	100,0	401,4
Концентрат	27,71	68,0	55,53	111,23
Хвосты	62,99	14,95	27,75	252,84
Надрешетный продукт	9,30	61,0	16,72	37,33
Исходная руда	100,0	34,17	100,0	351,67
Надрешетный продукт	10,61	61,0	18,94	37,33

Продукт	Выход, %	Содержание железа, %	Извлечение железа, %	Производительность, т/ч
				сухая масса
Концентрат	48,62	65,1	92,63	170,98
Хвосты	61,99	15,59	26,31	218,02

Таблица 4

Технологические показатели обогащения магнетитовых кварцитов с применением тонкого грохочения в замкнутом цикле

Продукт	Выход, %	Содержание железа, %	Извлечение железа, %	Производительность,т/ч
				сухая масса
Исходная руда	100,0	33,93	100,0	401,4
Концентрат	35,32	68,0	70,79	141,78
Хвосты	64,68	15,32	29,21	259,62

Выводы. Инвестиционные и эксплуатационные затраты при тонком грохочении значительно ниже, чем при достижении тех же технологических параметров дальнейшим измельчением либо пенной флотацией. Это подтверждает опыт эксплуатации высокочастотного грохота разработки корпорации Derrick на дробильно-обогатительных фабриках ОАО «Ковдорский ГОК», ОАО «Карельский Окатыш», ОАО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» и других.

При полном внедрении тонкого грохочения на грохотах разработки корпорации Derrick на фабрике №2 ГОКа ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» возможен выпуск высококачественного концентрата с содержанием железа в нем 68 %.

Список литературы

1. Анализ работы зарубежных обогатительных и окомковательных фабри для обработки магнетитовых руд // **Т.Т. Бердышева, Н.И. Мещерякова, Л.А. Рейтаровская, Н.С. Ревзина** - М.: ЦНИИТЭП ЧМ, 1982 (обзорная информация. Черная металлургия), -95с.

2. **Першуков А.А., Першуков А.А.** Горнорудная промышленность - пути и методы реализации программы энергосбережения. М.: Центр физико-технических исследований и новых технологий (ЦФТИ и ТП), 1996, -117с

3. **Пелевин А.Е., Лазебная М.В.** Применение грохотов «Деррик» в замкнутом цикле измельчения на обогатительной фабрикен ОАО «Комбинат КМАруда» // Обогащение руд. - 2009. -№2. - С.4-8.

4. **Дж. Веннер, Н.Тране, В.Ю. Лемс.** Опыт применения вибрационных грохотов корпорации «DERRICK» при обогащении железных руд. // Горный журнал. - 2002. - №3. - С. 60-64.

5. Освоение высокочастотного грохота корпорации «DERRICK» на «ССГПО» // **М.М. Турдахунов, О.С. Исаченко, В.А. Барсов и др.** / Горная промышленность. - 2002.-№2.-С.29-30.

6. Промышленные испытания тонкого грохочения концентрата на Днепровском горнообогатительном комбинате.// **С.Г. Евсиович, Б.В. Кизевальтер, Л.А.Дмитриев и др.**/ Обогащение руд.-Л., 1975 . С.23-28.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622. 23:05459

Т.А. ОЛЕЙНИК, д-р техн. наук, проф.,ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
И.В. ХМЕЛЬ[·], главный обогатитель, ПАО «Северный горнообогатительный комбинат»

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕЗИНОВЫХ ФУТЕРОВОЧНЫХ ПЛИТ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ СЕВЕРНОГО ГОКА

Приведены данные использования резиновой футеровки в мельницах Северного горнообогатительного комбината. Показано распределение энергозатрат при использовании резиновой футеровки в мельницах. Доказано, что при использовании резиновой футеровки прирост готового класса увеличился на 17-29 %; снизился расход мелющих тел на 10% и расход электроэнергии на 10-12%

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Для горно-обогатительных комбинатов при современном ухудшении условий разработки месторождений полезных ископаемых, необходимости вовлечения в переработку руд с пониженным содержанием полезного компонента и, следовательно, увеличения объемов переработки исходного продукта, весьма важным является повышение производительности отделений рудоподготовки и, прежде всего, отделений измельчения.

Часть энергии, потребляемой шаровыми мельницами, расходуется на образование новой поверхности, причем характер взаимодействия измельчаемого материала с мелющей средой

· © Олейник Т.А., Хмель И.В., 2013

позволяет сделать вывод о том, что в процессе измельчения имеют место все виды процессов разрушения: раздавливание, раскалывание, излом, истирание. Значительная часть потребляемой энергии расходуется на износ футеровки и мелющих тел, а также превращается в тепло, выделяемое в процессе износа и измельчения. Поэтому в себестоимости железорудного концентрата энергозатраты на измельчение руды в мельницах составляют более 50 %. Перераспределение потребляемой энергии в пользу энергии, расходуемой на образование новой поверхности, позволит сократить удельные энергетические затраты. Оценка влияния профиля футеровочных плит на сокращение энергозатрат и увеличения новой поверхности за счет повышение производительности мельницы по готовому классу является актуальной научно-практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. Для защиты внутренней поверхности барабана шаровых мельниц от износа и интенсификации процесса измельчения внутренняя поверхность барабана и торцовые стенки футеруются броневыми плитами. От геометрического профиля футеровок существенно зависит их износ, интенсивность измельчения исходного сырья, удельный расход электроэнергии и измельчающих тел [1-4 и др.]. Вопросам усовершенствования конструкции броневых плит посвящено большое количество работ [1-4 и др.], где рассматриваются причины износа футеровок и мероприятия по его снижению.

В настоящее время на горнообогатительных комбинатах по переработке железных руд в мельницах первой стадии измельчения, работающих на относительно крупной руде и шарах больших размеров, применяются в качестве футеровки цилиндрической части барабана броневые плиты с разнообразными профилями поперечного сечения (волновой, Крюкова, каскадный, балочный, ребристый, норильский, ступенчатый и другие), которые изготовлены из высокомарганцовистых сталей типа 110Г13Л [1-4], а также белых чугунов типа ИЧ210Х12Г5 (ВУ-4) и ИЧ210Х30Г3 (ВУ-10) [1]. Это ведет к увеличению номенклатуры выпускаемых литейными цехами деталей и затруднению унификации ремонтных комплектов. На мельницах второй и последующих стадий успешно применяется резиновая футеровка. Опыт эксплуатации мельниц второй и последующих стадий измельчения [2,3,4 и др.] показал, что срок службы резиновых футеровок в 2-2,5 раза выше, чем изготовленных из марганцовистых сталей. Кроме этого с внедрением резиновой футеровки снизился до санитарных норм шум, а вес комплекта футеровки уменьшился минимум на 85%. Отмечается повышение производительности мельниц, оборудованных резиновой футеровкой, которое в отдельных случаях можно объяснить увеличением полезного объема мельницы.

В процессе эксплуатации мельниц геометрические параметры резиновой футеровки не остаются постоянными, прежде всего, вследствие абразивно-усталостного износа. Изменение параметров носит случайный характер и непосредственно связано с детерминированным многомерным хаосом и характеризуется сложным пространственно-временным поведением. Тем не менее, при разрушении футеровки (в основном её износе; вырывы, сколы материала, глубокие трещины можно рассматривать как случайные повреждения) наблюдается определённая закономерность, свидетельствующая о существовании некоторой формообразующей тенденции, характеризующейся определенной универсальной постоянной. Об этом свидетельствует и волновая форма износа элементов футеровки, и речной узор и т.д. Разрушение как нелинейный вероятностный процесс создаёт множество форм изношенности плит и лифтёров футеровки, что не позволяет использовать для их описания одну математическую функцию. С некоторым приближением геометрическая форма поверхности износа плит резиновой футеровки плита-плита может быть описана логарифмической функцией вида $y = b\exp[-(ax)^2]$ или, как частный случай, уравнением логарифмической спирали или уравнением алгебраической кривой типа локон Аньези [2,3].

В инженерной практике наиболее характерным и универсальным информационным параметром, определяющим сопротивляемость руды измельчению, является эффективность измельчения, которая определяется как количество энергии, израсходованной на одну тонну кондиционного продукта (например, концентрата)

$$e_{эф} = \frac{U_э}{Q(\beta_н - \beta_{исх})}, \qquad (1)$$

где $U_э$ - количество энергии, израсходованной в единицу времени, кВт·ч; Q - количество руды, измельчённой за промежуток времени, т; $\beta_к$, $\beta_{исх}$ - содержание заданного класса крупности со-

ответственно в измельчённом продукте и в исходной руде, %.

В случае постоянного состава перерабатываемой руды минимальное значение $e_{эф}$ будет свидетельствовать о работе мельницы в оптимальном режиме по параметрам загрузки и производительности.

Применительно к квазихрупкому разрушению горных пород при измельчении поверхностная энергия может рассматриваться как энергия взаимодействия частиц. Если разрушение породы произошло по некоторой поверхности, на единицу которой приходилось n_0 разорванных связей с одинаковой энергией взаимодействия u_0, то поверхностная энергия на единицу площади U будет равна

$$U = \frac{u_o m_o n_o}{\rho_o n} \tag{2}$$

где u_o - энергия взаимодействия частиц; m_o – масса одной частицы; n_o - число разорванных связей на единице поверхности; ρ_o - плотность породы при некоторой температуре; n - число частиц.

Из формулы (2) следует, что поверхностная энергия пропорциональна энергии взаимодействия частиц.

Известно, что энергоемкость разрушения горных пород прямо пропорциональна квадрату прочности и обратно пропорциональна модулю упругости. Известно также, что предел прочности породы на сжатие примерно в 7-10 раз больше предела прочности на сдвиг.

В принципе, полную энергию разрушения ΣU горной породы можно выразить следующим уравнением

$$\Sigma U = U_1 + U_2 + U_3, \tag{3}$$

где U_1 - энергия разрушения непосредственно образца породы; U_2 - энергия, связанная с конструктивными особенностями разрушающего механизма; U_3 - энергия, связанная со свойствами и структурой горной породы.

Постановка задачи. Если рассматривать физическую сущность процесса разрушения, то в технологии измельчения необходимо соблюдать следующий принцип: разрушение горной породы должно осуществляться за счёт создания преимущественно сдвиговых напряжений.

Реализовать такие сдвиговые напряжения можно в основном за счет конструкции футеровки, за счет ее морфометрических параметров и рациональной укладки элементов в барабане мельницы. Важную роль играет также материал футеровки, который должен обладать высокой прочностью, износостойкостью и большой диссипацией энергии. Наиболее подходящим материалом является резина, в том числе и в сочетании с металлом.

Изложение материала и результаты. На ПАО «Северный ГОК» основные энергозатраты приходятся на процессы дробления и измельчения и достигают 100,61 кВт·ч/т концентрата (данные за 2012 г.), в том числе по переделу измельчения - 51,88 кВт·ч/ т концентрата.

Рассмотрим энергетическую составляющую процессов дробления и измельчения горных пород.

Согласно теории Кулона-Навье разрушение образца горной породы произойдет в том случае, когда касательное напряжение, действующее в плоскости разрушения, достигнет величины

$$|\tau_\theta| = S_o + \mu\sigma_\theta, \tag{4}$$

или

$$S_o = |\tau_\theta| = +\mu\sigma_\theta, \tag{5}$$

где $|\tau\theta|$ - абсолютное значение касательного напряжения; $\mu\sigma_\theta$ - выражение, тождественное силе трения на наклонной плоскости с углом θ; S_o - прочность материала при сдвиге; μ - коэффициент внутреннего трения; σ_θ - нормальное напряжение на наклонной плоскости с углом θ.

В терминах нормального и касательного напряжений критерий прочности Кулона-Навье может быть записан в виде

$$\sigma_\theta = \frac{(\sigma_1 + \sigma_3)2\cos 2\theta}{2 + (\sigma_1 - \sigma_3)}, \tag{6}$$

$$\tau_\theta = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)\sin 2\theta. \tag{7}$$

Отсюда

$$So = |\tau_\theta| - \mu\sigma_\theta = \frac{\rho}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)(\sin 2\theta - \mu\cos 2\theta). \quad (8)$$

При одноосном сжатии ($\sigma_1 = C_o$, $\sigma_3 = 0$) критерий Кулона-Навье можно записать следующим образом

$$C_o = 2S_o / (\mu^2 + 1)^{0,5} - \mu \quad (9)$$

или

$$S_o = \frac{1}{2} C_o \left[(\mu^2 + 1)^{0,5} - \mu\right], \quad (10)$$

где C_o - прочность материала при сжатии.

Сравнивая выражения (8) и (9) можно отметить, что при $\mu = 1$ (номинальное значение коэффициента внутреннего трения) прочность горной породы на сжатие всегда больше прочности при сдвиге, т.е. $C_0 > S_0$. Это один из весьма важных выводов теории прочности Кулона-Навье, который подтверждается экспериментально. Для горных пород при различных видах нагружения экспериментально доказано, что

$$\sigma_p < \tau_\theta < \sigma_{сж}.$$

При этом прочность горной породы на сжатие в 5-10 раз выше предела прочности на сдвиг и в 8-15 раз выше предела прочности на растяжение.

Такая же закономерность наблюдается и при рассмотрении энергоёмкости разрушения горной породы: при разрушении породы сжатием энергоёмкость в 10-20 раз (по мнению авторов работы [5] - в 40-90 раз!) больше, чем при разрушении сдвиговыми или растягивающими напряжениями.

Рассмотрим пример определения энергоемкости при разрушении железной руды со следующими механическими характеристиками, полученными при экспериментальных исследованиях стандартных образцов магнетитовых руд на СевГОКе:

модуль Юнга $E = 5{,}2 \cdot 10^5$ кгс/см^2,

модуль сдвига $G = 2{,}2 \cdot 10^5$ кгс/см^2,

прочность при сжатии $\sigma_{сж} = 398$ кгс/см^2,

прочность при сдвиге $\sigma_{сд} = 62$ кгс/см^2.

Тогда:

$$\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{сд}} = \frac{398}{62} = 6{,}4; \qquad U_{сж} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} = \frac{398^2}{2 \cdot 5{,}2 \cdot 10^5} = 0{,}152;$$

$$U_{сд} = \frac{\sigma_{сд}^2}{2G} = \frac{62^2}{2 \cdot 2{,}2 \cdot 10^5} = 0{,}00874; \qquad \frac{U_{сж}}{U_{сд}} = \frac{0{,}152}{0{,}00874} = 17{,}4.$$

Как видно, энергоемкость при разрушении образцов железной руды при деформациях сжатия в 17,4 раза больше, чем при разрушении сдвиговыми напряжениями.

Следовательно, наиболее энергосберегающим механизмом разрушения железных руд являются способы и средства, в которых реализуются преимущественно сдвиговые напряжения (растягивающие напряжения трудно реализовать).

Для подтверждения приведенных расчетов приведем результаты сравнительных испытаний мельниц МШЦ 3,6×5,5 второй и третьей стадии измельчения технологических секций РОФ-1 ПАО «СевГОК» с различными типами футеровок: металлической шарошипового профиля и резиновых «Плита – Волна» и «Плита – Лифтер» производства ООО «Валса-ГТВ» (испытания 2009-2012 гг.) (табл.1).

Таблица 1

Результаты исследование влияния резиновых футеровочных плит на эффективность измельчения руды ПАО «Северный ГОК»

Технологические показатели	Стадия измельчения	Металлическая футеровка шарошипового профиля	Резиновая футеровка «Плита-Волна»	Резиновая футеровка «Плита-лифтёр»
Прирост готового класса (-0,056 мм), %	2	23,8-24,5	28,7-28,9	28,7-28,9
	3	10,7-11,8	17,20	10,7-11,8
Удельный расход электроэнергии, кВт/т руды	2	5,727	5,349	5,50
	3	6,370	5,890	5,92

Как видно из данных таблицы, удельный расход электроэнергии на мельницах с резиновой футеровкой («Плита-Волна») за весь период испытаний по сравнению с металлической футеровкой ниже: во второй стадии измельчения на 7,1 %, в третьей стадии измельчения на 7,46 %.

Помимо этого, применение резиновых футеровок в технологических схемах рудоподготовки позволило: снизить удельный расход мелющих тел на 10 % и снизить удельный расход электроэнергии в целом на технологическую секцию на 10-12 %.

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, конструкции резиновых и резинометаллических футеровок (прежде всего, «Плита-Волна» и «Плита-лифтер» - обе производства ООО «ВАЛСА-ГТВ») благодаря своим морфометрическим параметрам позволили сократить энергозатраты при измельчении руд в шаровых мельницах.

На СевГОКе на второй и третьей стадии измельчения достигнуты следующие положительные результаты: прирост готового класса увеличился на 17-29 %; расход мелющих тел снизился на 10 %; удельный расход электроэнергии в целом на технологическую секцию снизился на 10-12 %.

Список литературы

1. **Маляров П.В.** Основы интенсификации процессов рудоподготовки. Ростов-на-Дону, 2004.

2. **Дырда В.И., Евенко С.Л., Маркелов А.Е., Хмель И.В.** Рудоизмельчительные барабанные мельницы с резиновой футеровкой // Геотехническая механика. Межвед. сб. научн. тр. – Днепропетровск, 2011. - Выпуск 96. – С.1-34.

3. **Дырда В.И., Калашников В.А., Стойко А., Хмель И.В**. Динамическая модель волнового абразивно-усталостного разрушения резиновой футеровки в барабанных мельницах // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. – Днепропетровск. - 2012. – Вып. 106.

4. **Олейник Т.А., Хмель И.В.** Особенности процессов рудоподготовки при использовании мельниц с резиновой футеровкой// Вісник Криворізького технічного університету, 2011. - Вип.30. - С. 181-186

5**. Миндели Э.О**. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1975. – 600 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.778.3: 622.341.12

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., К.А. ЛЕВЧЕНКО, канд. техн. наук,
О.А. ГУЗЕМА, магістр, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОСОБЛИВОСТІ ВИСОКОГАДІЄНТНОЇ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ ОКИСЛЕНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД КРИВБАСУ

Надано результати збагачення окислених залізистих кварцитів. Приведено результати досліджень закономірностей зміни показників високоградієнтної магнітної сепарації при зміні технологічних параметрів сепаратора. Встановлено оптимальні значення технологічних параметрів, за яких значно підвищується якість концентрату.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Окислені залізисті кварцити Кривбасу, крім окремих покладів, як правило, є супутніми при видобутку магнетитових руд. Дотепер, як при підземному, так і при відкритому видобутку, окислені руди складуються у відвалах, що займають величезні території вільних орних земель. При цьому витрачено колосальні засоби на розробку й транспортування сотень мільйонів тон розкривних мас, де більшу половину і займають окислені залізисті кварцити. Так, на сьогоднішній день у відвалах гірничо-збагачувальних комбінатів заскладовано більше 1,3 млрд т окислених залізних руд. У зв'язку з цим не втрачає актуальності питання залучення в переробку попутно видобутих окислених залізистих кварцитів. У дев'яностих роках XX століття для Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд була розроблена двохстадіальна технологія магнітного збагачення, для якої, в якості основного технологічного обладнання, передбачено встановлення високоградієнтного роторного сепаратору. Але ця технологія не дозволяє отримувати гематитові концентрати з масовою часткою заліза більше 60-61 %, в той час як, масова частка заліза у конкурентоспроможному гематитовому концентраті повинна бути на рівні 64-65%. У зв'язку розробка технологічних рішень, що дозволять підвищити якість гематитового концентрату від 61 до 64,7% є актуальним науково-практичним завданням.

Аналіз досліджень і публікацій. Для вирішення поставленого завдання необхідно розгля-

© Олійник Т.А., Левченко К.А., Гузема О.А., 2013

нути особливості роботи магнітної сепарації в сильному полі на апаратах сучасних конструкцій. Основні типи сепараторів зорієнтовані на використання надпровідних магнітних систем, постійних магнітів з високою магнітною енергією; сполучення магнітної сили з іншими фізичними силовими полями.

Так, особливістю роторного сепаратора 4ЕРМ-20/160 є двохярусна електромагнітна система із замиканням магнітного потоку через ротори, тобто внутрішнє розташування електромагнітної системи і зовнішнє розташування роторів. У цьому випадку конструктивна схема сепаратора дозволяє одержати достатньо велику зону для розвантаження магнітного продукту. Також сепаратор характеризується тим, що у якості феромагнітного заповнювача робочої зони застосовують зубчасті пластини заввишки 150 мм, які встановлено із зазором між ними, рівним 1,85 мм. Це дозволило отримати достатньо високу індукцію магнітного поля в робочій зоні, яка становить 1,2 Тл, при порівняно невеликій масі сепаратора[1].

Відмінність сепаратора ВМС-100/2 полягає у встановленні електромагнітної системи панцирного типу, яка дозволяє отримати високу індукцію магнітного поля (до 2 Тл) при порівняно низькій питомій енергоємності. Ця конструкція дозволяє забезпечити високу рівномірність напруженості магнітного поля у робочій зоні, відносно низьке розсіювання магнітного поля, значну віддаленість зони розвантаження магнітної фракції від зони дії магнітного поля сепаратора, можливість саморозвантаження крупних частинок, що не пройшли через зазори в матрицях, а отже і запобігання їх забиванню. Також головним конструктивним рішенням є забезпечення вертикального напрямку вектора магнітної індукції, який співпадає з напрямом подачі початкового матеріалу в робочу зону, завдяки чому вірогідність перекриття зазорів між елементами матриць магнетитом і сильномагнітними включеннями зменшена [1].

У сепараторі 6ЕРМ 35/315 вперше застосовані: додатковий скальпуючий ярус ротора із зниженою напруженістю магнітного поля, що працює за рахунок використання полів розсіювання для вилучення мінералів з підвищеною питомою магнітною сприятливістю. Зубчасті пластини нового типу, встановлені із зазором 4 мм (а не 1-2 мм, як в інших сепараторах); живильники і бризкала нових типів забезпечують створення плівкового режиму перебігу пульпи по пластинах і скорочують витрату технологічної води для змиву магнітного продукту з пластин. У сепараторі використовується електромагнітна система з внутрішнім розташуванням роторів щодо магнітопроводу, що дозволяє на кожному роторі здійснити дві закінчені операції збагачення [1].

Із зарубіжних сепараторів широко використовуються сепаратори ДР-317 фірми «Гумбольдт» (Німеччина) і HIW-8 фірми «Боксмаг Рапід» (Великобританія). Пристрій і призначення сепаратора ДР-317 в цілому аналогічні сепараторам 4ЕРМ-20/160 і 6ЕРМ 35/315. Але є деякі конструктивні відмінності: відсутність додаткових полюсних наконечників і третього ротора, що є в конструкції сепаратора 6ЕРМ 35/315, розміщення у ваннах похилих жолобів, що дозволяють перерозподіляти продукти розділення по довжині робочої зони, й установка в живлячих трубопроводах шайб, що забезпечують регулювання продуктивності сепаратора за обсягом живлення. При необхідності в зоні змиву магнітного продукту може встановлюватися гідропневматичний пристрій, що забезпечує ефективну регенерацію ферозаповнювача. Конструкція ж сепаратора HIW-8 дозволяє використовувати всі 8 робочих зон для паралельної роботи, або перечищати продукти верхнього ротора на нижньому. Для видалення з ротора випадкових феромагнітних частинок у сепараторі встановлено нейтралізатори, які є електричними котушками, що охоплюють ротор між суміжними робочими зонами. Для промивання магнітного продукту і його розвантаження над роторами встановлено сопла промивних і змиваючих пристроїв [1].

Аналіз конструкцій сепараторів для збагачення гематитових руд показав, що найкращим варіантом є сепаратор 6ЕРМ 35/315. Але для підвищення ефективності сепарації необхідно створити такі умови в робочій зоні апарату, які б дозволили отримати високоякісний гематитовий концентрат без втрат його виходу.

Постановка завдання. Тому основним завданням досліджень є визначення основних сепараційних характеристик високоградієнтної магнітної сепарації руди, що дозволять отримати високоякісні гематитові концентрати. Для досягнення поставленої мети необхідно встановити можливість зміни режиму течії суспензії в робочій зоні сепаратора 6ЕРМ 35/315 та режими його роботи.

Викладення матеріалів та результати. Дослідження проводились на лабораторному се-

параторі, режим роботи якого є аналогічним сепаратору 6ЕРМ 35/315. Загальний вигляд лабораторного сепаратору показано на рис. 1.



Рис. 1. Сепаратор 259-СЕ

Слід відзначити, що режим течії суспензії в робочій зоні сепаратора залежить від об'ємного навантаження вихідної суспензії.

У роботі досліджено залежність якості магнітних продуктів і їх виходу від навантаження за пульпою при постійних масових частках заліза та твердого у вихідному живленні.

Аналіз результатів досліджень показав, що зі збільшенням об'ємного навантаження до 150 м^3/год підвищується масова частка заліза в магнітному продукті при зниженні його виходу. При подальшому збільшенні навантаження зміна ефективності розділення незначна.

Так, в робочій зоні сепаратора при малому об'ємному навантаженні на сепаратор формується стійка плівкова течія суспензії по поверхні пластин. При збільшенні навантаження за суспензією більш ніж на 85 м^3/год виникає «перехідний режим» і в деякій частині зазорів формується суцільна течія суспензії в зазорах між пластинами. При навантаженні більше 150 м^3/год в більшості зазорів формується загальний режим течії пульпи і подальше збільшення навантаження по суспензії практично не впливає на показники збагачення.

У результаті збільшення навантаження за суспензією та «твердим» характер зміни показників є аналогічним, але масова частка заліза в магнітних продуктах, після створення режиму загальної течії суспензії, збільшилась на 1-3 %. Це пов'язано з тим, що при загальній течії суспензії за одиницю часу повз вершини кожного виступу проходить набагато більша кількість частинок, в тому числі й більша кількість рудних зерен. У першу чергу, притягуються найбільш багаті магнітні зерна, які рухаються до виступу з більшою швидкістю. Швидке збільшення товщини шару магнітного продукту на гребені виступу, що складається з багатьох зерен, зменшує ймовірність утримання бідних зростків внаслідок зменшення магнітної сили на поверхні притягнутого шару. Навіть якщо зростки і встигли підійти до поверхні матеріалу, що притягнувся (магнітної сили достатньо для їх вилучення), то при суцільному режимі течії на них додатково діє дотичне напруження зсуву, викликане потоком пульпи. Якщо магнітної сили недостатньо для утримання зростків, вони ковзають по шару, що притягнувся і виносяться в немагнітний продукт. Внаслідок цього якість магнітного продукту вища. Однак підвищення на 1 % якості концентрату, що викликана переходом від плівкової до суцільної течії суспензії супроводжується втратою 4-5 % вилучення заліза [2].

Отже, при ламінарно-плівковому режимі течії суспензії по поверхні пластин досягається максимальне вилучення рудної фази, в тому числі і зростків, в концентрат і забезпечується отримання відвальних хвостів. При загальній течії суспензії в зазорах між пластинами виникають умови переважного вилучення чистих рудних зерен у порівнянні зі зростками, і досягається більш висока якість концентрату.

Важливим чинником підвищення якості концентрату є також промивка магнітних продуктів. Встановлено, що при збільшенні промивної води від 60 до 70 % масова частка заліза в немагнітному продукті збільшиться відповідно від 35,2 до 36,7 % при вмісті в ньому твердого 23 й 15 %. При цьому масова частка концентрату зросла на 3,3 %, а вилучення заліза в концентрат знизилось на 10,3 %. Кінцеві хвости сепаратора відповідно будуть містити масову частку заліза 28,4 й 31,7 % відповідно [2].

Дослідження, що проведені при витратах промивної води від 0,1 до 4 м^3/т, що змінюється на одному з прийомів та фіксована на інших, показали, що найбільший вплив на кінцеві результати роботи сепаратора має промивання магнітного продукту верхнього прийому; менший вплив має промивання магнітного продукту другого прийому; збільшення інтенсивності промивання третього прийому підвищує якість магнітного продукту на 3-4 %, але через малий його вихід майже не впливає на кінцеві показники збагачення; оптимальна витрата промивної води за прийомами сепарації становить відповідно 0,5-0,5-4,0 м/т [2].

З одного боку промивання необхідне для підвищення якості концентрату, а з іншого, надлишок промивної води веде до зростання втрат заліза з відходами сепарації.

Проведені лабораторні дослідження показали можливість збільшення вмісту твердого в немагнітних продуктах у порівнянні з існуючим режимом роботи сепаратора 6ЕРМ-35/315.

Крім об'ємного навантаження за вихідним живленням, одним з технологічних параметрів, що істотно впливає на якість магнітного продукту, є режим течії суспензії в робочому зазорі сепаратора, який визначається навантаженням по суспензії.

Слід зазначити, що при збільшенні об'ємного навантаження в два рази спостерігається підвищення масової частки заліза в магнітному продукті на 2%. За умови додаткових перечищень масову частку заліза в магнітному продукті можливо підвищити на 0,6-7,5%. При звичайних умовах промивання масова частка заліза складала 41,9%.

Для отримання відвальних хвостів сформований режим плівкової течії суспензії по поверхні пластин. Режим плівкової течії суспензії по поверхні пластин досягається зменшенням у два рази навантаження, що подається на нього. Застосування даного режиму течії суспензії дозволяє знизити як масову частку заліза в хвостах до 30,1 %, так і його вихід на 7,5 %. Масова частка заліза в магнітному продукті, за рахунок додаткового вилучення бідних зростків, також знижується на 2,6 %. Отже, виділяються відвальні хвости і промпродукт, з якого отримати високоякісний гематитовий концентрат, що містить більше 64 % заліза, надто складно.

Крім того, для підвищення його якості сумарного магнітного продукту введена операція перечищення, яка показала непогані результати навіть при використанні плівкового режиму течії і широко застосовується в схемах збагачення.

При проведенні досліджень в лабораторних умовах за даною схемою з руди з масовою часткою заліза 37,6 % отримано гематитовий концентрат (рис. 2) з масовою часткою заліза загального 67,4 %, при виході 16,8 %. Вилучення заліза загального в гематитовий концентрат склало 30,11 %. Загальний концентрат містить масову частку заліза, яка складає 67,5 % при вилученні 51,5 %. Масова частка заліза в загальних хвостах (рис. 3) становить при цьому 17,5 %.

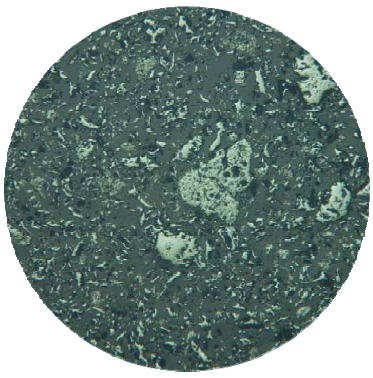


Рис. 2. Концентрат магнітного збагачення рудного матеріалу, подрібненого до крупності часток 0,1-0мм. Ясно-сіре - гематит; сіре – магнетит; темно-сіре - кварц

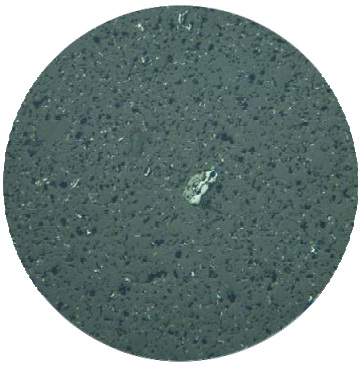


Рис. 3. Хвости магнітного збагачення рудного матеріалу, подрібненого до крупності часток 0,1-0мм. Ясно-сіре - гематит; сіре – магнеит; темно-сіре - кварц

У результаті проведених досліджень, запропоновані такі технологічні рішення: збільшення навантаження в два рази в другій стадії збагачення на першому і другому прийомі сепарації; перерозподіл потоку суспензії, що подається на третій прийом сепарації; перечистка магнітних продуктів першого і другого прийому сепарації. Це дозволяє виділити частину готового конкурентоспроможного гематитового концентрату, відвальні хвости і промпродукт, який потребує і надалі дозбагачення. Як за вмістом заліза, так за своїми магнітними властивостями промпродукти є близькими. Тому отримати з них високоякісний концентрат не представляється можливим. Для їх дозбагачення необхідно використовувати гравітаційні, флотаційні або інші методи збагачення сировини.

У результаті проведених досліджень та їх аналізу було розроблено технологічну схему збагачення окислених кварцитів, яка надана на рис. 4.

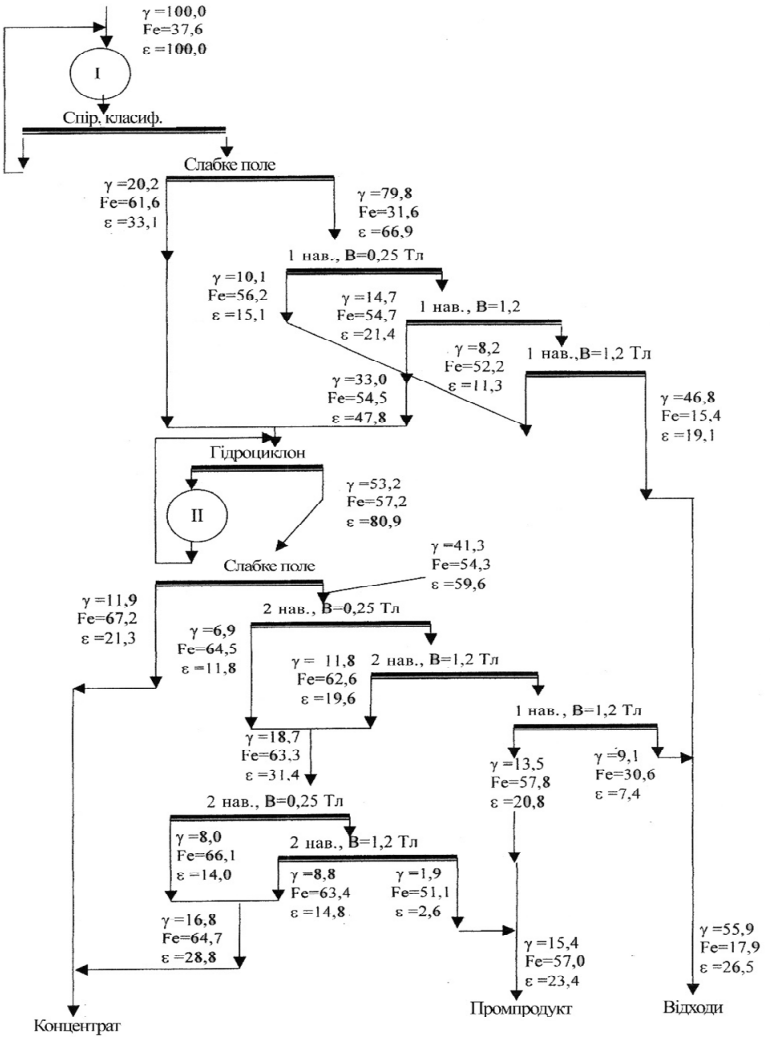


Рис. 4. Рекомендована схема збагачення окислених кварцитів

Технологічна схема дозволяє отримати два типи концентратів – магнетитовий, вихід якого складає 11.9% з масовою часткою заліза 67,2%, і гематитовий з виходом 16,8% і масовою часткою заліза 64,7%. Загальний вихід двох концентратів складає 28,7%. При цьому масова частка заліза в загальному концентраті - 65,7% при вилученні заліза загального 50,1%. Масова частка заліза в загальних хвостах становить 17,9%. Втрати заліза з хвостами склали 26,5%.

Висновки і напрямки подальшого дослідження. На сепараційні характеристики роботи високоградієнтного сепаратора, що використовує у вигляді матриці рифлені пластини, істотно впливають об'ємне навантаження за вихідним живленням та режим течії суспензії в робочій зоні сепаратору. Так, плівкова течія суспензії по поверхні пластин в робочому зазорі, за рахунок виносу і концентрації магнітного продукту на вістрі зуба поза зоною протікання суспензії, створює умови вилучення всіх рудних зерен, в тому числі і зростків, що не дозволяє отримувати залізорудні концентрати, що містять масову частку заліза понад 63%. А для отримання максимального приросту масової частки заліза в магнітних продуктах, загальний режим течії суспензії в сепараторі необхідно створювати шляхом збільшення навантаження, як за об'ємом так і за масою. При цьому для отримання гематитового концентрату з вмістом заліза понад 64% не достатньо однієї зміни режиму течії суспензії в сепараторі, необхідно ще введення операції перечищення магнітних продуктів при тих же умовах течії суспензії.

Отже, зміна режиму течії суспензії у високоградієнтному магнітному сепараторі, раціональний перерозподіл потоків суспензії і введення перечищення магнітних продуктів дозволяють виділити частину гематитового концентрату високої якості (понад 64% за залізом загальним).

Особливість технологічної схеми полягає у тому, що завдяки високоградієнтній сепарації ми виділяємо високоякісний концентрат і хвости з малим вмістом заліза тим самим зменшуючи навантаження на подальше флотаційне і гравітаційне збагачення промпродукту.

Список літератури

1. **Ніколаєнко К. В., Олійник Т. А., Прилипенко В. Д.** Магнітні та електричні методи збагачення корисних копалин : підруч. для студ. вищ. навч. закл. / - К. : Фенікс, 2010. - 368 с.

2. **Дементьев В.В., Левченко К.А., Шатова Л.А.** Технология обогащения окисленных железистых кварцитов с выделением части готового концентрата в 1 стадии обогащения// Збагачення корисних копалин. - Дніпропетровськ: НГАУ. – 2000. – Вип. 9(50).-С.42-46.

Рукопис подано до редакції 19.02.13

УДК 622.765

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., Л.В. СКЛЯР, канд. техн. наук, доц.,
Ю.В. ЧЕХОВСЬКА, магістрант ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДО ПИТАННЯ УТВОРЕННЯ ФЛОТАЦІЙНОГО КОМПЛЕКСУ

Зроблено аналіз розроблених та досліджених методик утворення флотаційного комплексу в Україні та за її межами. Виявленні недоліки та переваги розглянутих методик утворення флотаційного комплексу. Визначенні основні напрямки подальших досліджень.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Україна має найбільший в Європі мінерально - ресурсний потенціал і може увійти в десятку основних гірничодобувних країн у світі. На території України розвідано понад 8 тис. родовищ 90 видів корисних копалин, половина з яких розробляється. При підготовці руди до збагачення наявне обов'язкове утворення великої кількості шламів і тонких частинок, які втрачаються при знешламленні руди. Метод флотації є одним з найбільш продуктивних процесів збагачення тонких шламів. Тому перед дослідниками для підвищення вилучення цінних компонентів ставиться завдання направляти на флотацію не знешламленний матеріал і шлами. Велика кількість досліджень присвячена вивченню флотаційного збагачення різної мінеральної сировини й розвитку теоретичних основ процесу.

Постановка завдання. Умовою вдосконалення технології флотаційного збагачення, оптимізації та інтенсифікації процесу, є глибоке розуміння хімічних і фізико-хімічних процесів і явищ, що протікають в обсязі пульпи і на поверхні мінералів при флотації. У зв'язку з цим дослідження флотації, як одного з процесів збагачення шламів є актуальною науковою і практичною задачею.

Викладення матеріалу та результати. З досягненням успіхів хімічної галузі з розробки реагентів, що в свою чергу дало розвиток технології флотації як методу збагачення рудної сировини, були досліджені залежності якості продуктів флотації від властивостей взаємодіючих фаз [1]. Але не було висунуто єдиної теорії, яка б повністю та однозначно відображала утворення флотаційного комплексу. Розглянемо напрями вивчення взаємодії повітряної бульбашки і твердої мінеральної частинки та утворення флотаційного комплексу. Деякі автори розглядають систему бульбашок і часток як макросистему.

К.А. Разумов [1] виразив підхід, згідно з яким переміщення периметра змочування відбувається через ребро частинки. Спираючись саме на цей підхід Самойлов А.І.,Папушин Ю.Л дійшли до висновку, що максимальна міцність закріплення спостерігається при ідеально гострих ребрах часток. А отже, сила відриву, яка необхідна для руйнування флотаційного комплексу буде наближатися до нуля у тому випадку коли форма часток буде близька до кулястої. У роботах, вище зазначених авторів було розглянуто вплив форми часток на міцність флотаційного комплексу в умовах плівкової флотації. Було визначено значення сил відриву часток від поверхні "вода-повітря". У відповідності з розрахунками при проходженні трьохфазного периметра контакта по ребру частки циліндричної форми кут контакту буде збільшуватись до значення рівновісного кута змочування. При цьому сила, що втримує частинку на поверхні рідини, досягає максимального значення.

Протилежного висновку щодо впливу форми часток на результат флотації дійшли Хікійлмаз К., Улусой У. У своїй роботі [2] вони стверджують, що більше вилучення у флотаційний концентрат дають частинки більш гладкої форми, з меншою кількістю гострих кутів. Розглядаючи наведені протиріччя, у вище зазначених роботах, питання впливу форми часток на їх флотаційну здатність не є достатньо дослідженим.

Анісімов М.Т. приділив увагу різним випадкам змочування твердої поверхні та її взаємодії з кулькою рідини в об'ємі газової фази. Аналогічні положення були використані Класеном В.І. та Мокроусовим В.А. в своїй дослідницькій діяльності. Анісімов М.Т. розраховує площу закріплення краплини води на поверхні мінералу для деяких значень кута змочування, який є умовною характеристикою. Дослідник на базі простих алгебраїчних залежностей вважає, що краплина рідини розділяється на дві частини, перша частина розташовується на поверхні твердої фази, а друга - проникає в середину твердого у вигляді правильного сегмента, що не відповідає дійсним процесам. Для закріплення повітряної бульбашки на мінеральній частинці

© Олійник Т.А., Скляр Л.В., Чеховська Ю.В., 2013

використовуються ті ж умови. Провівши аналіз ряду геометричних співвідношень визначається радіус можливого периметра контакту, що дозволяє розраховувати площину контакту. Підхід, що використовує Анісімов М.Т. є досить спрощеним, він не відображає складних процесів, що відбуваються на поверхні фаз при їх взаємодії, а також не враховує цілого ряду явищ.

У подальшому, Анісімов М.Т. приводить теоретичні розробки та аналіз флотації з точки зору встановлення співвідношення фаз, які приймають участь у процесі. Автор пропонує поняття, яке на його думку дозволить аргументувати подачу повітря в процес в залежності від якості сировини. А саме, автор вносить пропозицію щодо введення мінімального коефіцієнта аерації, який пов'язаний з вмістом корисного мінералу у вихідному продукті по масі чи за об'ємом.

Дослідження флотаційного збагачення рудної сировини, наприклад такої як: гематит - мартитових, фосфаритових руд та магнетиту висвітлюються дослідниками сучасності.

Олійник Т.А. розглядає процес флотації тонких частинок із застосуванням крупнозернистих частинок, який включає дві основні операції - контактування, при якому відбувається обробка суспензії реагентами і флокулоутворення, і власне флотацію зфлокулованних частинок, при якій відбувається мінералізація піни [3]. Процес флокуляції частинок складається із зіткнення крупнозернистих і тонких частинок, розриву гідратного прошарку між ними і взаємодії зіткнення частинок. Зіткнення тонких і крупнозернистих частинок може здійснюватися в результаті броунівського руху в турбулентному потоці суспензії, де основним чинником є ступінь інтенсивності перемішування суспензії. Оптимальний показник інтен-сивності перемішування залежить від ступеня гідратації поверхні частинок. Взаємодія тонких і великих часток відбувається за рахунок міжмолекулярних сил тяжіння і сил тиску з боку молекул води. У присутності нейтральних масел сили взаємодії посилюються силами, що зумовлені дефектом тиску в меніску масла між частинками.

Розроблені складні емпіричні моделі: двофазна, яка розглядає перехід частки з пульпи в піну і назад; модель чотирьох станів, в якій аналізується зміна кількості частинок в кожному з них: вільні частки в пульпі; частинки, що закріпилися на бульбашках в пульпі; частинки, що закріпилися на бульбашках в пінному шарі; вільні частки в пінному шарі.

У цих моделях виключалися фактори, що впливають на утворення і руйнування флотаційного комплексу і визначають швидкість протікання процесу. Інший напрямок у вивченні кінетики полягає в розділенні флотації на послідовні стадії. Але скласти загальну картину взаємодії частинки з бульбашкою також виявилося складно. Раціональніше виділити суттєві моменти у взаємодії частинки з бульбашкою і на їх основі сконструювати модель флотаційного комплексу, адекватність якої перевіряється відомими із практики флотації значеннями.

Роботи виконані в цьому напрямку дозволять розглядати ці частинки як центри звичайної селективної флокуляції, інакше в піну зі шлаками цінних мінералів понесеться і пуста порода.

Роботи Р.Х. Юна присвячені створенню кінетичної моделі взаємодії між частинкою і бульбашкою як гідрофобними тілами. Модель враховує різні поверхневі сили, в тому числі гідрофобні, при закріпленні частинки на бульбашці.

Спочатку модель включала розгляд кінетики флотації частинок в спокійних умовах, але потім була розширена для умов турбулентності в імпелерних флотомашинах. Параметри моделі включають гідродинамічні фактори та характеристики поверхні. Модель здатна передбачати результати флотації і може бути використана для поліпшення показників процесу.

Спираючись на теорію Я.І. Френкеля про квазікристалічну структуру води і різні кути змочування - натікання і відтікання в роботі Олійник Т.А. Скляр Л.В. була розглянута кінематична модель взаємодії мінеральної частки і повітряної бульбашки також був відзначений вплив зовнішніх дій (введення іонів) на зменшення впорядкованості молекул води, на кути змочування [4]. Також вказують, що на стан бульбашки має вплив турбулентний рух пульпи, а саме, що внаслідок турбулентності виникають коливання поверхні бульбашки та часток, що розташованні на ній. На думку авторів порушення рівноваги в системі "бульбашка-частка" виникає в результаті потоків енергії та перерозподілу речовини при деформаціях бульбашки, що приводить до виникнення тангенційної сили на межі розподілу "газ-рідина ", що і викликає зміну в енергетичному стані комплексу.

Все більше застосування знаходить у флотації термодинамічний метод. Розгляд термодинаміки змочування й адгезії призводить до висновку про наявність впливу структури

рідини на ці процеси. Для системи, близької до реальної флотаційної, зміна вільної енергії при змочуванні визначається зміною як поверхневих, так і об'ємних властивостей фаз. В термодинамічних моделях адгезія механічна, молекулярна, електрична, дифузна та хімічна, розглядається в залежності від природи взаємодіючих тіл і умов. Механічна адгезія здійснюється шляхом затікання в пори і тріщини поверхні твердого тіла рідкого адгезиву (зв'язує речовини), який твердне, забезпечуючи механічне зачеплення з твердим тілом. Молекулярний (адсорбційний) механізм адгезії виникає під дією міжмолекулярних Ван-дер-Ваальсових сил і водневих зв'язків.

Електрична теорія пов'язує адгезію з виникненням подвійного електричного шару на межі розділу між адгезивом і субстратом (тверде тіло). Дифузійний механізм передбачає взаємне проникнення молекул і атомів у поверхневий шар взаємодіючих фаз. Хімічна теорія обумовлена хімічною взаємодією фаз. Дж. Лясковський розглянув роль флотаційної термодинаміки в розумінні явища змочування поверхні твердого тіла рідиною і умов гідрофобізації мінералів при їх обробці збирачами. Таким чином, розгляд змочування й адгезії з точки зору термодинаміки, приводить до висновку про вплив структури рідини на ці процеси, а зміна вільної енергії при змочування визначається зміною поверхневих і об'ємних властивостей фаз. Такий підхід при переході до реальних флотаційних систем дозволяє з нових позицій пояснити і здійснити процес розділення мінералів жовнових фосфоритових руд.

В.І. Классен розглядає класичний термодинамічний підхід утворення флотаційного комплексу з використанням теорії змочування. А також автор досліджує цей самий процес з врахуванням швидкостей взаємодіючих фаз, що визначає даний процес вже як кінетичний. Приведенні вище підходи є пов’язанними між собою, оскільки присутня залежність між залишковим гідратним шаром та швидкостю наближення частинки і повітряної бульбашки. Також науковцем були досліджені різні випадки наближення взаємодіючих фаз та їх результати.

В.І. Классен робить акцент на тому, що не можна в повній мірі основуватися на теоретичних дослідженнях зіткнення частки з бульбашкою, адже в реальних умовах цей процес є більш складним та викликає труднощі для аналітичного описання.

Одними з фундаментальних досліджень, що присвяченні питанням флотаційних технологій є дослідження Рубинштейна Ю.Б., Мелик-Гайказяна В.І. та інших. Дослідниками була розглянута схема зіткнення частки та повітряної бульбашки з позиції гідродинаміки. Результатами роботи є приведення аналітичних виразів для розрахунку числа зіткнень часток з бульбашками для умов колонної флотації, а також коефіцієнтів захоплення частки бульбашкою, які отримані різними авторами, та аналізу цих залежностей. Також відмічається, що кожне з рівнянь отримане при визначених припущеннях і описує тільки конкретні механізми утворення флотаційного комплексу, які можна використовувати для частинок крупність котрих змінюється у вузьких межах.

Дослідники підкреслюють необхідність обґрунтування використання інерційного або гравітаційного механізму розгляду елементарного акту флотації і труднощі застосування теоретичних розробок для прогнозування та оцінки практичних результатів збагачення. Можна підкреслити протиріччя, що виникли у різних авторів при розгляді складних процесів у взаємодії флотаційних фаз. На підставі розрахункових методів була отримана формула для визначення амплітуди відносної швидкості інерційних пульсацій частки або бульбашки та рідини в умовах турбулентного руху.

Дослідниками О.С. Богдановим і Б.В. Кізевальтером було розглянуто питання зіткнення твердої мінеральної частинки та повітряної бульбашки у стані коли пульпа не перемішувалася. Автори робіт визначають таку модель однофазною, а також дійшли висновку, що бульбашки розміром до 0,2 мм, не залежно від концентрації ПАВ у пульпі мають рух твердих шарів.

Відомо, що механізм утворення флотаційного комплексу може бути різним для частинок значної та невеликої флотаційної крупності. Великі частинки мають ефект зчеплення з бульбашкою при достатній їх енергії та за рахунок удару, що буде забезпечувати умови для розриву рідкої плівки на поверхні бульбашки. Ймовірність прориву плівки залежить від поверхні частинки, а саме від її гідрофобності, а також від енергії удару, яка у свою чергу визначається радіальної швидкістю частинки і бульбашки. У своїх дослідженнях роботи [5] автори дійшли висновку про те, що час контакту частинки і бульбашки може бути недостатнім для закріплення, особливо це спостерігається при їх значних радіальних швидкостях. Вище зазначена робота спирається на результати комп’ютерного моделювання зіткнення частинки з буль-

башкою при різних швидкостях руху.

Оскільки тонкі частинки не мають значної енергії для подолання енергетичного бар'єру, але при ковзанні вони можуть наближатися до поверхні бульбашки на досить малу відстань, при якій плівка рідини може прорватися за рахунок втрати своєї стійкості. Тому для утворення флотаційного комплексу для частинок малої крупності є необхідність ефекту зчеплення і подальшого ковзання по поверхні бульбашки.

Приведенні вище викладення не є повним відображенням складних процесів, що відбуваються на мікрорівні і за мікрочас. Вони відображають аналітичну і логічну сторону досліджень та мають інтегральний підхід до виникнення флотаційного комплексу.

Дослідник Ейгелес М.А. приділяє увагу такому параметру, як час індукції, що є необхідним при закріпленні мінеральної частинки на поверхні бульбашки. На основі досліджень були встановленні певні залежності часу індукції від крупності часток і бульбашок, також від наявності і типу реагенту-колектора, гідродинаміки потоків і вторинних факторів. Був сконструйований контактний прилад для вивчення цих складних процесів. М.А. Ейгелес з'єднав термодинамічний та кінетичний підхід до аналізу механізму утворення флотаційного комплексу. Його дослідження мають значний вплив на розвиток теорії флотації за рахунок викладених в роботі результатів, але також робота містить деякі розбіжності з точки зору інших дослідників.

Тому є необхідними подальші дослідження з питання утворення флотаційного комплексу на мікрорівні, допомогою в реалізації цієї задачі може стати імітаційне моделювання із залученням комп'ютерної техніки.

В.І. Мелік-Гайкзян присвячує свою увагу поясненню наслідків з рівняння рівноваги сил, що діють на прикладі контакту трьох фаз, відомого як рівняння Фрумкіна-Кабанова, в роботах міститься висновок про відсутість впливу гістерезіса змочування на міцність контакту.

Була висунута думка, що тільки при наявності нерівновісного стану на поверхні бульбашки біля периметра контакту, при якому відбувається локальне збільшення поверхневого натягу на розділі рідина-повітря, може відбуватися багатократне збільшення міцності такого контакту.

Крім цього в роботах встановлений висновок про те, що на втримання повітряних бульбашок на твердій поверхні мінеральних часток головним чином впливають капілярні та гравітаційні сили та підкреслюється відсутість впливу Архімедової сили бульбашки у периметра контакту у загальному балансі сил.

Також зазначається, що при відриві бульбашок від підложки капілярні сили є значно більшими ніж вага частинки у воді.

Аналіз робіт показує, що утворення флотаційного комплексу на макрорівні дає спрощене уявлення про кінетику взаємодію фаз при виникненні флотаційного комплексу та не враховує багатьох факторів цього складного процесу.

За кордоном висвітлюються питання, пов'язані із взаємодією частинок і бульбашок, з поверхневими силами, які виникають при такій взаємодії, з гідродинамікою потоків, що заважають або сприяють закріпленню при зіткненні частинки і бульбашки.

Але в повній мірі не приділяється увага питанням, що пов’язанні з рухом фаз при утворенні флотаційного комплексу, зміною положення центрів тяжіння бульбашки і частинки, тобто на мікрорівні. Дослідники сучасності розглядають взаємодію твердих мінеральних часток та повітряних бульбашок на мікрорівні з використанням комп’ютерних методів моделювання складних процесів. Найбільшу увагу в таких дослідженнях було приділено аналізу часу існування флотаційного комплексу в залежності від кута зіткнення вугільної частинки і бульбашки.

Дослідження проводились шляхом імітаційного моделювання. Імітаційне моделювання полягає в тому, що циклічно виконується послідовний перебір параметрів всіх елементів відповідно до збільшення їх порядкового номера у вихідних даних. Але такі дослідження не розглядають питання, що пов’язані з відносним переміщенням фаз та впливом властивостей поверхні на утворення та існування флотаційного комплексу.

Чисельне моделювання за допомогою пакетів комп'ютерних програм є одним із сучасних методів, що дозволяють досліджувати тонкі процеси на мікрорівні, які відбуваються в різних складних системах. Цей метод поєднує в собі точність і розгляд широкого спектру деталей в динаміці за дискретні періоди часу, які можуть складати мілі- чи мікросекунди.

Модель дозволяє отримати достовірну поведінку елементів в динаміці і дослідити вплив різних параметрів при взаємодії фаз в сепараційних та інших фізичних процесах.

Чисельне імітаційне моделювання за допомогою використання дискретних елементів може

бути доцільним інструментом для дослідження складних процесів, що відбуваються при утворенні флотаційного комплексу.

Висновки та напрям подальших досліджень. Таким чином, скласти загальну картину взаємодії частинки з бульбашкою дуже складно.

Раціонально розглядати взаємодію частинки з бульбашкою і на їх основі сконструювати модель флотаційного комплексу за будь якої методики, але треба враховувати мінералогічний склад та особливості сировини.

Список літератури

1. **Разумов К.А.** Флотационный метод обогащения. Л.: ЛГУ, 1975. – 272 с.

2. **Хикийлмаз К., Улусой У., Билген С., Йекелер М., Актоган Г.** Єффект шероховатых и острых поверхностей частиц пирита на флотацию при трехмерном подходе // Физико – технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2006. - №4. С. 95 – 104.

3. **Олейник Т.А**. Физико-химические основы процесса флотации на носителях // Збагачення корисних копалин. - Дніпропетровськ, 2006. - вип. 27 (68) – 28 (69). – С. 86 – 92.

4. **Олейник Т.А., Скляр Л.В.** Кинетическая модель взаимодействия частицы и пузырька во флотационном комплексе франклит-доломит-кальцит // Наукові праці Донецького національного університету. Донецьк, 2008. – вип. 15 (131). – С. 145 – 151.

5. **Е.И. Назимко, И.Н. Друц**. Исследования кинетики взаимодействия фаз в динамической среде при обогащении минералов // Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ. – 2004. - №1. – С. 336 – 339.

Рукопис подано до редакції 22.02.13
УДК 656.07:502.7

А.В. АРТЮХОВ, ст. преподаватель, А.Ю. СЕРДЮК, аспирантка,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УПРАВЛЕНИЕ ТРАНСПОРТНЫМИ ПОТОКАМИ С УЧЕТОМ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Изложен подход к минимизации влияния деятельности транспорта на население региона на основании управления транспортными потоками с учетом влияния параметров окружающей среды, контролируемых в реальном времени.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Фактический контроль параметров окружающей среды и передача их в реальном времени в системы управления транспортом позволяет минимизировать негативное влияние транспорта на экологическую ситуацию региона путем своевременного динамического перепланирования маршрутов движения транспорта в зависимости от изменения значащих параметров.

Анализ исследований и публикаций. В международной практике широко используется система Интеллектуальной Транспортной Инфраструктуры (ITS) способной эффективно управлять существующей улично-дорожной сетью с учетом её плотности и пропускной способности [1,2]. Отличительный признак таких систем - автоматическое (или с минимальным участием оператора) формирование управляющих воздействий в режиме реального времени на объекты транспортной системы. В системах данного плана используют алгоритмы с множеством параметров, но не учитывают закономерности влияния параметров транспортных потоков на степень загрязнения атмосферы вредными веществами. Однако разработанные системы не исследуют экологические и технические характеристики схем организации дорожного движения (ОДД) непосредственно в соответствующих местах на различных участках транспортной сети, с учетом застройки вокруг дорог [3].

Большое внимание уделяется и комплексным схемам ОДД и установлению функциональных зависимостей уровня экологических характеристик от технических схем ОДД. Но все исследования уровня экологических характеристик сводятся лишь к тому, что в имитационных моделях учитывается циклический характер движения автомобилей в городах, который связан с остановками перед перекрестками и последующим разгоном, без достаточной оценки параметров всего транспортного потока [4].

Цель исследований. Целью выполненной работы является повышение качественных экологических показателей территориального региона за счет динамического планирования маршрутов движения транспорта на основании данных, получаемых в реальном времени от систем контроля экологических параметров окружающей среды.

Изложение материала и исследований. Бурный процесс развития автомобильного транспорта с каждым годом охватывает все большее число стран, постоянно увеличивается автомобильный парк и объёмы перевозок, количество участников дорожного движения. Параллельно

с ростом количества транспортных средств увеличиваются количество и масштабы проблем, связанных с транспортными потоками на дорожных сетях (перегруженность дорог, неравномерное распределение потоков во времени, нехватка парковочных мест, проблемы регулирования движения, состояние дорожного полотна, неэффективная конструкция дорожных сетей, небезопасность движения и т.д.), также с нанесением автотранспортом вреда для общества и окружающей среды из-за выброса вредных веществ в атмосферу.

На настоящий момент появилось немало технологических возможностей для повышения качества перевозки промышленных, торговых грузов и пассажиров со снижением вредного воздействия на окружающую среду. Использование технологических новшеств позволяет снизить загрязненность воздуха, воды, почвы, уменьшить уровень шума, производимого транспортом и удовлетворять растущие потребности промышленности в транспортных услугах, при этом учитывая необходимость сохранения окружающей среды и природных ресурсов.

Успешное функционирование и развитие транспорта зависит от состояния природных комплексов и наличия природных ресурсов, развития инфраструктуры искусственной среды, социально-экономической среды общества. Транспорт влияет и изменят окружающую среду, и именно поэтому необходимо грамотное управление в этой области.

Достижение данной цели будет способствовать созданию условий для снижения уровня техногенного воздействия транспорта на окружающую среду и здоровье человека и достижения международных экологических стандартов и требований законодательства Украины [6] работы отрасли, с учетом оптимального планирования транспортных маршрутов.

В предлагаемом подходе при совмещении систем реального времени управления транспортом предприятия и системы контроля экологического состояния территории возникает новый параметр в управлении транспортом W_{ek}.

Для решения задач контроля и управления транспортом [7] при прокладке оптимальных маршрутов используют алгоритмы обхода графов, такие как, алгоритм Флойда, алгоритм А* [5], и алгоритм Дейкстра [8]. Для всех перечисленных алгоритмов исходная информация для оптимизации транспортных маршрутов представляется в виде графа дорог, где параметры $w[ij]$ являются весовыми коэффициентами участков дорог, соединяющие вершины графа (рис. 1).

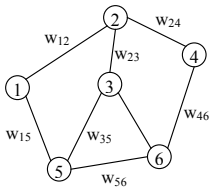


Рис. 1. Общий вид графа дорог в системах управления транспортом

Как показывает проведенный анализ, для поставленной задачи наиболее эффективным является алгоритм Дейкстры.

Алгоритм использует три массива из N (равный числу вершин сети) чисел каждый. Первый массив А содержит метки с двумя значения: 0 (вершина еще не рассмотрена) и 1 (вершина уже рассмотрена); второй массив В содержит расстояния - текущие кратчайшие рас - стояния от до соответствующей вершины; третий массив с содержит номера вершин - k-й элемент С [k] есть номер предпоследней вершины на текущем кратчайшем пути из Vi в Vk. Матрица расстояний D [i,k] задает длины дуге D [i,k]; если такой дуги нет, то D [i,k] присваивается большое число Б, равное "машинной бесконечности".

Теперь можно описать:

1. (инициализация). В цикле от 1 до N заполнить нулями массив А; заполнить числом i массив С; перенести i-ю строку матрицы D в массив В, А [i]: =1; С [i]: =0 (i - номер стартовой вершины)

2. (общий шаг). Найти минимум среди неотмеченных (т.е. тех k, для которых А [k] =0); пусть минимум достигается на индексе j, т.е. В [j] <=В [k] Затем выполняются следующие операции: А [j]: =1; если В [k] >В [j] +D [j,k], то (В [k]: =В [j] +D [j,k]; С [k]: =j) (Условие означает, что путь Vi. Vk длиннее, чем путь Vi. Vj Vk). (Если все А [k] отмечены, то длина пути от Vi до Vk равна В [k]. Теперь надо) перечислить вершины, входящие в кратчайший путь).

3. (выдача ответа). (Путь от Vi до Vk выдается в обратном порядке следующей процедурой:)

1. z: =С [k];

2. Выдать z;

3. z: =С [z]. Если z = О, то конец, иначе перейти к 3.2.

Для выполнения алгоритма нужно N раз просмотреть массив B из N элементов, т.е. алгоритм Дейкстры имеет квадратичную сложность: O (n^2).

Ниже приведена блок-схема алгоритма Дейкстры (см. рис.2).

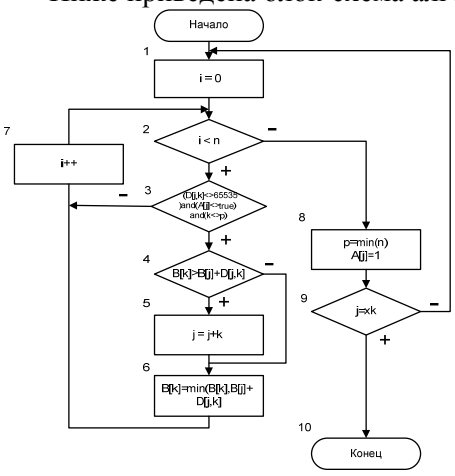


Рис. 2. Блок-схема алгоритма Дейкстры

В начале алгоритма расстояние для начальной вершины полагается равным нулю, а все остальные расстояния заполняются большим положительным числом (большим максимального возможного пути в графе). Массив флагов заполняется нулями. Затем запускается основной цикл.

На каждом шаге цикла мы ищем вершину с минимальным расстоянием и флагом равным нулю. Затем мы устанавливаем в ней флаг в 1 и проверяем все соседние с ней вершины. Если в ней расстояние больше, чем сумма расстояния до текущей вершины и длины ребра, то уменьшаем его. Цикл завершается когда флаги всех вершин становятся равны 1.

В псевдокоде алгоритма Дейкстры приняты следующие обозначения:

V - множество вершин графа

E - множество ребер графа

w [*ij*] - вес (длина) ребра *ij*

a - вершина, расстояния от которой ищутся

U - множество посещенных вершин

d [*u*] - по окончании работы алгоритма равно длине кратчайшего пути из *a* до вершины *u*

p [*u*] - по окончании работы алгоритма содержит кратчайший путь из *a* в *u*

Псевдокод (язык описания алгоритма)

Присвоим $d[a] \leftarrow 0, p[a] \leftarrow a$

Для всех $u \in V$ отличных от *a*

Присвоим $d[u] \leftarrow \infty$

Пока $\exists \upsilon \notin U$

Пусть $\upsilon \notin U$ - вершина с минимальным *d* [*v*]

Для всех $u \notin U$ таких, что $\upsilon u \in E$

если $d[u] > d[v] + w[vu]$ то

изменим $d[u] \leftarrow d[v] + w[vu]$

изменим $p[u] \leftarrow p[\upsilon], u$

Основным фактором, влияющем на каждый $w[ij]$, является протяженность дороги между вершинами. Далее следуют факторы значимости дорог, качества покрытия, приоритета и т.д.. То есть $w_{ij} = \sum_{l=1}^{Kp} P_l$, где P_l - это искомые факторы.

Таким образом введенный нами параметр W_{ek}. будет оказывать влияние на каждый $w[ij]$. Соответственно мы расширяем список параметров, влияющих на расчет оптимального маршрута.

При этом возможно возникновение ситуации, при которой значение параметра W_{ek}. будет играть решающую роль при расчете оптимального маршрута. Такая ситуация должна считаться критической и система контроля должна информировать соответствующие инстанции о проблеме на конкретной территории.

Таким образом мы получаем необходимость формирования управляющего сигнала в программном обеспечении , который должен опираться на действующие законодательные акты и информировать утвержденным способом ответственных лиц.

Исходя из изложенного, получаем схему функционирования системы (рис. 3).



Рис. 3. Схема функционирования системы

Предлагаемый подход позволяет решить следующие задачи:

Организация и контроль наличия единиц транспортных средств на маршрутах в режиме OnLine.

Организация и контроль времени и ритмичности движения транспорта на маршрутах.

Организация и контроль выполнения лицензионных условий договоров с перевозчиками.

Оптимизация транспортного обеспечения на маршрутах движения.

Сбор и передача на Сервер информации с датчиков контроля экологических параметров;

Анализ данных на соответствие допустимым пределам;

Оповещение в реальном времени ответственных органов, о превышении уровня выбросов в определенном регионе и необходимости принятия необходимых действий;

Прогнозирование распространения вредных веществ по территории с учетом текущих природных условий;

Расчет площадей поражений по времени и концентрации вредных веществ;

Архивирование данных для последующего доступа и анализа.

Расчет влияния экологических параметров на каждом участке дороги на основании показаний датчиков и систем контроля.

Перерасчет транспортной сети по управляющим сигналам экологического модуля контроля.

Формирование управляющих сигналов для оповещения соответствующих инстанций при возникновении критических ситуаций.

Выводы. Предложено корректировать алгоритмы расчета оптимальных путей в системах контроля и управления транспортом с учетом текущих параметров экологической обстановки.

Показана необходимость фактического контроля в реальном времени экологических параметров с помощью распределенной информационной системы.

Список литературы

1. **Barcelo J.** Modelling Advanced Transport Telematic Application with Microscopic Simulators / J. Barcelo, J. Casas, J. Ferrer, D. Garcia // Traffic and Mobility. -Springer. - 1999. - Vol. 17. - P. 205-221.

2. Del Castilio J.M. On the functional form of the speed-density relationship **/ J.M. Del Castilio, F.G. Benitez** // General theory. Tramp Res. - 1995. - Vol. 29B. - P. 373389.

3. **Степанчук О.В.** Методи створення і ведення транспортно-екологічного моніторингу в крупних і найкрупніших містах на прикладі: Автореф. дис. канд. техн. наук. 05.23.20 / КНУБА. - К., 2004. - 16 с.

4. **Бакулич Е.А.** Усовершенствование методов разработки схем организации дорожного движения с учетом уровня экологических характеристик: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.22.01. - К.: КАДИ, 1994. - 20 с.

5. **Гудман С., Хидетниеми С.** Введение в разработку и анализ алгоритмов.- М.:Мир, 1981. 368 с.

6. интернет ресурс: http://www.menr.gov.ua/

7. интернет ресурс: http://www.umt.ua/monitoring-transporta/

8. интернет ресурс: http:// ru.wikipedia.org/ wiki/%C0%EB% E3%EE% F0% E8%F2%EC_%C4% E5% E9%EA% F1%F2%F0%FB

УДК 519.857.6

В.В. КОНОНЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
А.В. КОНОНЕНКО, студентка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РІШЕННЯ НЕЛІНІЙНИХ ЗАДАЧ У ГІРНИЧИЙ ПРОМИСЛОВОСТІ З ВИКОРИСТАННЯМ СПЛАЙН-МЕТОДІВ

Показано метод рішення нелінійних задач з апроксимацією системою кусочно-лінійних функцій. Завдяки зазначеним властивостям сплайнів встановлено, що вони непогано описують функції, які представлені невеликим числом вузлових точок. Рішення з використанням сплайн-наближенням виявилося близьким до точного.

Вступ. Нестабільність світового фондового ринку та постійний попит з боку промислових споживачів привели в останні роки до значного зростання ціни на корисні копалини. Ці факто-

© Кононенко В.В., Кононенко А.В., 2013

ри оживили інтерес інвесторів до підприємств гірничої галузі. Зокрема, активно розвиваються раніше неосвоєні родовища, підвищується інтерес до розвідки нових площ, спостерігається пожвавлення ринку злиттів / поглинань серед видобувних підприємств, зростання вартості придбаних ділянок надр. В результаті намітилося кілька тенденцій на ринку добичи.

Отже, ускладнюються завдання управлінців, пов'язані з підтриманням економічної ефективності виробництва при обмежених ресурсах. Потрібена система підтримки прийняття управлінських рішень. Крім того, у світлі більш складних умов ведення робіт, дефіциту запасів потрібна підтримка рівня кваліфікації персоналу для вирішення завдань геології, гірничої справи, логістики, металургії та отримання від цих процесів економічного ефекту. Іншими словами, розвиток нематеріальних ресурсів дозволяє більш ефективно використовувати матеріальні блага (запаси руди, потужність обладнання Управління сучасним високотехнологічним гірничорудним виробництвом перевершило той рівень, коли рішення приймалися на підставі інтуїтивних оцінок або елементарних розрахунків. Високі вимоги до якості управлінських рішень, вимагають створення робочих методик, механізмів і процедур, які реалізують формалізовані методи оцінки управлінських і проектних рішень. Одним з найважливіших напрямів тут є впровадження в системи управління сучасних експертних, аналітичних і дослідницьких комплексів, заснованих на інформаційних технологіях.

За останні десятиліття умови господарювання вітчизняних гірничорудних підприємств в корені змінилися. Зовнішнє середовище характеризується загостренням конкурентної боротьби на ринках сировини. Свідоцтвом тому являються періодичні обвальні зниження цін. У цій ситуації утримання досягнутих позицій - запорука виживання і успішного розвитку неможливо без активних зусиль, спрямованих на комплексне перетворення систем управління підприємствами відповідно до міжнародних стандартів, і створення на цій основі гнучкого високорентабельного виробництва.

Програмні пакети, які вживають зараз на вітчизняних гірничорудних підприємствах, використовують в основі своїй статичні математичні моделі, які неефективні при описі динамічних процесів, моделюванні багато варіантності умов залягання та розробки, великій кількості чинників різної природи, що важко формалізуються.

До наближених методів відносять методи рішення нелінійних задач з сепарабельними функціями, які апроксимуються системою кусочно-лінійних функцій або сплайнами.

Сплайн порядку m - це функція S(t) визначена і неперервна на відрізку $[a,b]$ з вузлами $x_j \in (a \le x_0 < ... < x_n \le b)$, якщо на кожному з відрізків $[x_{j-1}, x_j]$, $j = \overline{1,n}$, $S(t)$ є алгебраїчним поліномом степені, що не перевищує m, а в кожній з точок x_j деяка похідна $S^{(V)}(t)\,(1 \le V \le m)$ може мати розрив. Якщо в точці x_j неперервні функції $S(t), S^{(i)}(t),...S^{(m-k_i)}(t)$, а похідна $S^{(m-k_i)}(t)$ в точці x_j терпить розрив, число $k = \max(k_i)$ називають дефектом сплайна [8].

Множину $\{x_0, x_1,..., x_n\}$ називають сіткою вузлів сплайна, а точки x_j вузлами або точками стикання чи склейки сплайна.

Завдяки зазначеним властивостям сплайнів вони непогано описують функції, представлені як невеликим числом вузлових точок (завдяки плавності сплайн-кривих), так і функції, що представляються набагато більшим числом вузлових точок (оскільки порядок поліномів від цього числа вже не залежить).

Постановка задачі. Нехай вимагається знайти шах функції

$$u = \sum_{j=1}^{n} f_j(x_j) \tag{1}$$

при обмеженнях:

$$\sum_{j=1}^{n} g_{ij}(x_j) = b_i;\ x_j \ge 0\ (i \in 1:m,\ j \in 1:n). \tag{2}$$

У основу наближеного методу покладена кусочно-лінійно апроксимація функцій $f_j(x_j)$ і $g_{ij}(x_j)$. При цьому замість початкового нелінійного завдання формується наближене лінійне завдання, рішення якого може бути знайдене симплексним методом.

Слід зазначити, що при рішенні задачі визначається тільки локальний максимум наближеного завдання. Якщо безліч допустимих значень опукла, а $f_j(x_j)$ є увігнутими функціями, то локальний максимум одночасно є і глобальним. В цьому випадку може бути знайдений глобальний максимум наближенням завдання, який є наближенням для початкової (1). Нехай дана безперервна функція $y=f_j(x_j)$ однієї змінної x, розподілена на інтервалі $[0,a]$. Точками $x_0 = 0 < x_1 < x_2 < ... < x_r = a$ розіб'ємо цей інтервал на r відрізків (рис. 1).

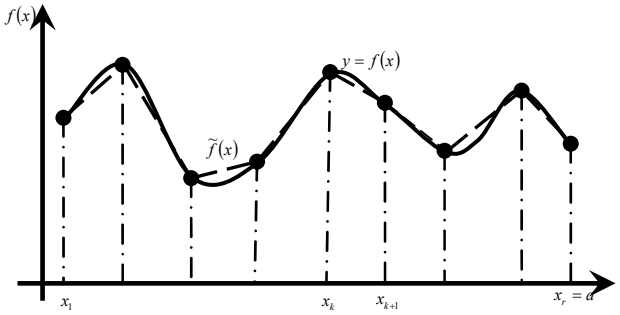


Рис. 1. Графік функції і її кусочно-лінійна апроксимація

Вичислимо я кожної точки x_k значення функції $y_k=f_j(x_k)$. З'єднаємо попарно точки (x_k,y_k) і $(x_{k+1}+y_{k+1})$, $k\in 0:r\text{-}1$ відрізками прямих. У цьому випадку отримаємо кусочно-лінійно функцію, яка апроксимує $y=f(x)$ на інтервалі $[0,a]$. Позначимо кусочно-лінійно функцію через $\tilde{f}(x)$. Знайдемо аналітичне вираження для кусочно-лінійно функції. Якщо точка x лежить на відрізку (x_k+x_{k+1}), то $f(x)$ апроксимується функцією

$$\tilde{f}(x) = y_k + \frac{y_{k+1} - y_k}{x_{k+1} - x_k}(x - x_k). \tag{3}$$

Помітимо, що значення x, що лежать на відрізку (x_k,x_{k+1}), можна представити у виді $x = \lambda x_{k+1} + (1-\lambda)x_k$ де $0 \le \lambda \le 1$. Тоді $x - x_k = \lambda(x_{k+1} - x_k)$. Вносячи останнє вираження у формулу (3), отримаємо

$$\tilde{f}(x) = \lambda y_{k+1} + (1-\lambda)y_k .$$

Позначимо $\lambda = \lambda_{k+1}$, $1-\lambda = \lambda_k$, тоді можна стверджувати, що при фіксованому $x \in [x_k, x_{k+1}]$ існують єдині значення), λ_k і λ_{k+1}

$$\begin{aligned} x &= \lambda_k x_k + \lambda_{k+1} x_{k+1} \\ \tilde{f}(x) &= \lambda y_{k+1} + (1-\lambda) y_k \\ \lambda_k + \lambda_{k+1} &= 1;\ \lambda_k \ge 0,\ \lambda_{k+1} \ge 0 \end{aligned} \tag{4}$$

Тоді для будь-кого $x \in [0, a]$ можна записати

$$x = \sum_{k=0}^{r} \lambda_k x_k \tag{5}$$

$$\tilde{f}(x) = \sum_{k=0}^{r} \lambda_k y_k \tag{6}$$

$$\sum_{k=0}^{r} \lambda_k = 1;\ \lambda_k \ge 0. \tag{7}$$

При цьому вимагається, щоб одно або два сусідні значення λ_k були позитивними, тоді точки, визначувані виразами (5) і (6), лежать на ламаній.

Повернемося до початкового завдання (1) (2). Нехай з фізичних міркувань знайдено максимальне значення a_j, яке може приймати змінна x_j. Розіб'ємо відрізок $[0,a_j]$ на r_j інтервалів за допомогою r_{j+1} точок x_{kj} так, щоб $x_{0j} = 0$ і $x_{rjj} = a$ тоді функції $\tilde{f}_j(x_j)$ і $\tilde{g}_{ij}(x_j)$ можна записати

$$\tilde{f}_j(x_j) = \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} f_{Rj};\ f_{Rj} = f_j(x_{Rj}) \tag{8}$$

$$\tilde{g}_{ij}(x_j) = \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} g_{Rij};\ g_{Rij} = g_{ij}(x_R) \tag{9}$$

де

$$x = \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} x_{Rj};\ \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} = 1;\ \lambda_{Rj} \ge 0. \tag{10}$$

Вносячи в (1), (2) вказані вище вирази, знайдемо

$$\widetilde{u} = \sum_{i=1}^{n} \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} f_{Rj} \to \max \tag{11}$$

при

$$\sum_{j=1}^{n} \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} g_{Rij} = b_j;\ \sum_{R=0}^{r_j} \lambda_{Rj} = 1;\ (i \in 1:m,\ j \in 1:n). \tag{12}$$

При цьому необхідно, щоб одно або два сусідніх λ_k були позитивними. Якщо ця вимога не виконується, то точки, визначувані (5) і (6), не обов'язково лежатимуть на ламаній.

Помітимо, що наближений метод навіть для завдання (4) з невеликою розмірністю може привести до завдання з великою розмірністю. Якщо деяка змінна x_j входить в умову завдання лінійно, тобто $g_{ij}(x_j) = a_{ij} x_j$, $i \in 1:m$ і $f_j(x_j) = c_j x_j$, то немає необхідності виражати x_j через λ_{ki}. У цьому випадку x_j можна просто використовувати як змінну, що при великому числі лінійних змінних значно зменшить розмірність наближеного завдання.

Описаний спосіб рішення задачі приводить в загальному випадку тільки до локального максимуму наближеного завдання. При цьому часто важко визначити, наскільки ми наблизилися до глобального максимуму. Може статися, що точка, що визначає оптимальне рішення наближеної задачі, не є допустимим рішенням початкової задачі. Ця обставина пояснюється погрішністю апроксимації обмежень завдання (1) (2).

*Рішення задачі***.** Проілюструємо наближений метод рішення нелінійних завдань за допомогою наступного прикладу. Методами математичної статистики встановлена наступна залежність річного прибутку Π млн грн., гірничого підприємства від змісту в руді корисної копалини x_1 і x_2 (у %)

$$\Pi = \frac{x_1}{10} - \frac{x_1^2}{100} + \frac{x_2}{10}$$

За допомогою даних геологічної розвідки вдалося встановити, що зміст компонентів x_1 і x_2 в руді задовольняє умовам

$$4x_1^2 + 3x_2^2 \le 300, x_1 \ge 0,\ x_2 \ge 0.$$

Вимагається знайти оптимальний зміст компонентів, при якому прибуток максимальний.

Використовуючи наведені вище позначення, запишемо

$$g_1(x_1) = 4x_1^2;\ g_2(x_2) = 3x_2^2;$$

$$f_1(x_1) = \frac{x_1}{10} - \frac{x_1^2}{100};\ f_2(x_2) = \frac{x_2}{10}$$

Слід відмітити, що через опуклість функцій $g_1(x_1)$ і $g_2(x_2)$ безліч допустимих рішень опукла, а $f_1(x_1)$ і $f_2(x_2)$ - увігнуті функції. Отже, будь-який локальний максимум в нашому завданні є глобальним.

Перейдемо до складання наближеної задачи. З обмежень виходить, що значення x_1 і x_2 не повинні перевищувати 10 %. Виберемо точки x_{kj} так, щоб інтервал між ними дорівнював 2. Тоді для кожного j=1,2 отримаємо по шість значень λ_{kj} .

Запишемо наближене завдання в наступному виді: знайти максимум функції

$$\widetilde{u} = 0\lambda_{01} + 0{,}16\lambda_{11} - 0{,}24\lambda_{21} + 0{,}24\lambda_{31} - 0{,}16\lambda_{41} +$$
$$+ 0\lambda_{51} - 0\lambda_{02} + 0{,}2\lambda_{12} + 0{,}4\lambda_{22} + 0{,}6\lambda_{32} + 0{,}8\lambda_{42} + \lambda_{52}$$

при обмеженнях

$$0\lambda_{01}+16\lambda_{11}+64\lambda_{21}+144\lambda_{31}-256\lambda_{41}+400\lambda_{51}+0\lambda_{02}+$$
$$+12\lambda_{12}+48\lambda_{22}+108\lambda_{32}+192\lambda_{42}+300\lambda_{52}+\lambda_3=300;$$
$$\lambda_{01}+\lambda_{11}+\lambda_{21}+\lambda_{31}+\lambda_{41}+\lambda_{51}=1;$$
$$\lambda_{02}+\lambda_{12}+\lambda_{22}+\lambda_{32}+\lambda_{42}+\lambda_{52}=1;$$
$$\lambda_{kj}>0\,(k\in 0:5;\ j\in 1:2).$$

Уперше обмеження введена додаткова змінна x_3. Для застосування симплекс-методу введемо $\tilde{v}=-\tilde{u}$ і знайдемо мінімум функції $\tilde{v}$ при згаданих обмеженнях. В якості базисних невідомих можна розглядати λ_{ki} Помітимо, що симплекс-метод змінений для обліку того, щоб одно або два сусідні значення λ_{ki} були позитивними.

У результаті рішення отримаємо

$$\lambda_{11}=1;\ \lambda_{42}=\frac{4}{27};\ \lambda_{52}=\frac{23}{27}.$$

По формулі (10) маємо

$$x_1=2;\ x_2=\lambda_{42}x_{42}+\lambda_{52}x_{52}=9{,}703.$$

Мінімум v=-1,1303, тоді максимум функції u=-1,1303 млн грн. Дане завдання містить дві змінні, тому її рішення може бути знайдене графічно. Область допустимих рішень приведена на рис. 2. Глобальний максимум досягається в точці (x_1,x_2), в якій обмеження має вигляд рівності, і дотична до кривої $4x_1^2+3x_2^2=300$ співпадає з дотичною до кривої $\frac{x_1}{10}-\frac{x_1^2}{100}+\frac{x_2}{10}=const$.

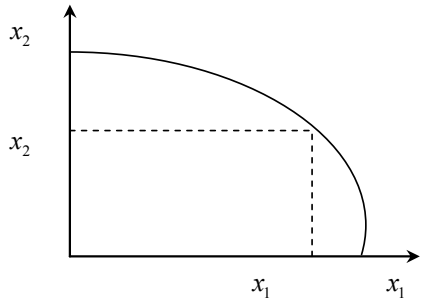


Рис. 2. Область допустимих рішень

Координати точок глобального максимуму знаходяться в результаті рішення системи

$$4x_1^2+3x_2^2=300,\ \frac{1}{5}x_{1-1}=-\frac{4}{3}\cdot\frac{x_1}{x_2}$$

Її рішення має вигляд

$$x_1=2{,}927;\ x_2=9{,}413.$$

Висновки. Значення цільової функції в цій точці дорівнює u=1,1483 млн грн. Із зіставлення результатів обчислень виходить, що наближене рішення x_1=2; x_1=9,0703 відрізняється від точного з найбільшою погрішністю, 32 %, що не перевищує. Проте наближене значення u виявилося близьким до точного, отриманого графічним методом, погрішність його складає 1,59%.

Можна показати, що якщо $f_j(x_j)$ - увігнуті функції мають властивості опуклості, то, вирішуючи наближену задачу як завдання лінійного програмування, отримаємо оптимальне рішення початкової задачі.

Список літератури

1. Математические методы и модели в планировании и управлении горным производством/**А.Г. Протосеня, С.А.**
2. **Кулиш, Е.И.** Азбель и др. – М.: «Недра», 1985. –288 с.
3. **Квасов Б.И., Мирошниченко В.П.** Методы сплайн функций.- М.: Наука, 1980. - 352 с.
4. **Попов Б.А.** Равномерное приближение сплайнами.- Киев: Наук.думка, 1989. - 372 с.
5. **Шелевицький І.В.** Методи та засоби сплайн-технології обробки сигналів складної форми./Під ред.. **Шутка М.О.** – Кривий Ріг: Європейський університет, 2002р. – 304с.

Рукопис подано до редакції 22.02.13

УДК 622.27.002.5

Б.Н. АНДРЕЕВ, д-р техн. наук, проф., А.А. СЕРГЕЕВА, аспирантка
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ В КРИВБАССЕ

Обобщены факторы, определяющие параметры и показатели эффективности комбинированной геотехнологии. Выявлены основные факторы, оказывающие существенное влияние на параметры и показатели комбинированной геотехнологии.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Обоснование параметров горнотехнических систем при проектировании комбинированных геотехнологий имеет особое значение в связи с необходимостью совершенствования схем взаимодействия открытых, открыто-подземных и подземных горных работ в существенно изменяющихся горно-геологических, горнотехнических и экологических условиях шахты имени Фрунзе и карьера ЦГОКа. Поэтому, при определении стратегии освоения железорудныхрудных месторождений комбинированной геотехнологией и ее основных параметров необходимо учитывать горно-геологические, горнотехнические и горно-технологические факторы.

Анализ исследований и публикаций. Как показывает анализ опыта разработки рудных месторождений комбинированным способом, для реализации идеи комбинированной геотехнологии, заключающейся в рациональном сочетании увязанных в единый комплекс технологических элементов открытых и подземных работ, необходимо заблаговременно устанавливать рациональные параметры комбинированной разработки, что обеспечивает в различных горно-геологических и горнотехнических условиях крупномасштабную экономически безопасную добычу полезного ископаемого с высокими технико-экономическими показателями, как при отработке переходной зоны, так и при совместной добыче открытым и подземным способами [1-10].

Постановка задачи. Горно-геологическая характеристика минерально-сырьевой базы горнодобывающих предприятий, разрабатывающих рудные месторождения, и обеспеченность их запасами, предопределяет требования рационального и комплексного их использования. Поэтому при проектировании освоения месторождения комбинированными геотехнологиями, необходимо учитывать влияние на выбор параметров горнотехнических систем таких горно-геологических характеристик месторождения, как мощность, длина по простиранию, длина по падению рудной залежи, высота слоя налегающих пород, угол падения залежи, содержание полезных компонентов в руде и физико-механические характеристики массива.

Изложение материала и результаты. Мощность залежи является одним из основных факторов, определяющих ширину фронта горных работ и площадь сечения выработанного пространства. На открытых горных работах мощность рудного тела определяет направление развития горных работ, а на подземных работах - является одним из основных факторов, определяющих выбор системы разработки. В качестве постоянных факторов, влияющих на выбор системы подземной разработки выделяет следующие горно-геологические факторы: устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела, морфология, а в качестве переменных - склонность руд к слёживанию, самовозгоранию, включения пустых пород, ценность руды, наличие или отсутствие налегающих пород над отрабатываемым подземным способом участком, необходимость сохранения поверхности и другие.

В переходной зоне мощность рудной залежи определяет горизонтальную площадь открыто-подземного яруса и, тем самым, его высоту (рис. 1). При мощности залежи около 1000 м высота яруса определяется технологическими факторами, главным из которых является наибольшая глубина скважин, обеспечиваемая применяемой буровой техникой НКР-100 и СБШ-320 (рис. 2). Таким образом, мощность залежи является важным фактором, влияющим на обоснование рациональных параметров технологии отработки переходной зоны.

Длина рудного тела по падению и высота слоя налегающих пород на открытых горных работах несомненно влияют на выбор эффективной глубины карьера.

По данным проф. А.И. Арсентьева, с увеличением мощности налегающих пород, эксплуатационный коэффициент вскрыши уменьшается при всех возможных вариантах вскрытия карь-

© Андреев Б.Н., Сергеева А.А., 2013

ерного поля, так как при этом резко увеличивается объем горнокапитальных работ и большая часть пород вынимается в период строительства карьера. Неравномерность вскрышных работ растет с увеличением мощности налегающих пород при любых вариантах вскрытия [6].

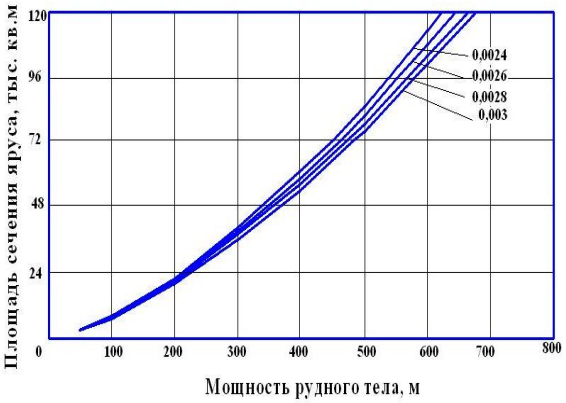


Рис. 1 Зависимость оптимальной площади сечения открыто-подземного яруса от мощности рудного тела и коэффициента устойчивости борта яруса

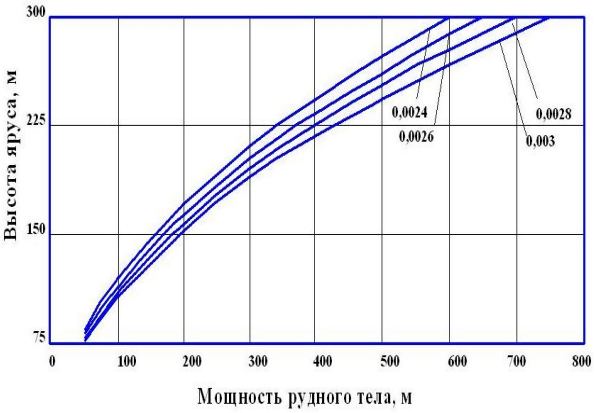


Рис. 2 Зависимость оптимальной высоты открыто-подземного яруса от мощности рудного тела при различных значениях коэффициента устойчивости борта яруса

Длина по простиранию рудного тела влияет, главным образом, на выбор способа отвалообразования на открытых горных работах. Так, на месторождениях с длиной рудного тела по простиранию более 1000 м возможно формирование в выработанном карьерном пространствевнутреннего отвала, путем размещения вскрышных пород.

Угол падения залежи оказывает существенное влияние на выбор варианта комплексного открыто-подземного способа разработки. При крутых углах падения рудных тел, не превышающих углов обрушения, могут быть применены варианты, предусматривающие свободный выпуск руды и придание бортам выработанного пространства безопасных углов откоса. При углах падения порядка 79° и мощности залежи менее 100 м наиболее целесообразен вариант, предусматривающий полное заполнение выработанного пространства породами вскрыши.

Одним из главных факторов, определяющих целесообразность вовлечения месторождения в эксплуатацию, является содержание полезного ископаемого, которое оказывает существенное влияние на выбор технологии добычи руды (способ вскрытия и подготовки запасов, выбор сочетаний системы разработки), а также технологии переработки руд. При низком содержании и ценности полезного компонента целесообразно применение систем разработок с естественным поддержанием очистного пространства и обрушением руды и вмещающих пород, в виду их экономичности по затратам; при высокой ценности руды предъявляются особые требования к способу разработки ввиду показателей потерь и разубоживания, способа выемки руды. Необходимо отметить, что изменение содержания полезных компонентов по глубине рудной залежи оказывает существенное влияние на распределение запасов по способам разработки.

Физико-механические характеристики массива определяют, главным образом, безопасные углы откоса бортов карьера и открыто-подземного яруса, устойчивые параметры подземных выработок и предельные пролеты обрушения в системе "карьер, переходная зона и подземный рудник", обуславливая тем самым площадь сечения выработанного пространства, ширину и скорость подвигания фронта работ. Кроме того, физико- механические характеристики оказывают влияние на сменную производительность бурового и погрузочного оборудования через механическую скорость бурения и процент выхода негабарита, что определяет производительность и экономические показатели выемки. При оценке влияния физико-механических свойств на параметры комбинированной разработки необходимо учитывать взаимное влияние взрывных работ на открытые и подземные горные работы. Неучет данного фактора может привести к ослаблению опорных и барьерных целиков, снизить устойчивость бортов карьера, очистных выработок подземного рудника, потолочин, нарушить целостность массива и условия безопасности работ.

Большинству рудных месторождений свойственна изменчивость горногеологических условий разработки отдельных участков: параметров элементов залегания, морфологии, физико-механических свойств, вещественного состава и ценности полезного ископаемого, а также ха-

рактеристик вмещающих пород. Эта изменчивость обуславливает соответственно и дифференцированный подход к выбору способа и технологии выемки руды, и разницу в технико-экономических показателях добычи на отдельных участках, и в целом по всему месторождению, особенно в части затрат на добычу полезного ископаемого и варьировании извлекаемой ценности руды, что приводит к необходимости корректировки параметров комбинированной разработки.

Таким образом, отмеченные горно-геологические факторы в наибольшей степени влияют на эффективность каждого из способов разработки и являются основными исходными данными для установления технологических схем перехода к комбинированной геотехнологии. Анализ опыта освоения месторождений комбинированными геотехнологиями показал, что влияние горно-геологических факторов не в полной мере учитывается при обосновании стратегии комбинированной разработки в связи с установлением параметров раздельно на открытую, открыто-подземную и подземную разработку в пределах отведенной для них части месторождения без учета их взаимовлияния.

Параметры комбинированной разработки необходимо выбирать исходя из учета влияния не только горно-геологических, но и горнотехнических факторов при максимизации прибыли от добычи руды, минимизации капитальных вложений и определении оптимальной производственной мощности рудника, осуществляющего комбинированную разработку месторождения, находящейся в пределах горнотехнических возможностей на каждом этапе освоения [8].

Одним из недостаточно исследованных в настоящее время вопросов является обоснование производительности добычи, возможной при комбинированной геотехнологии, так как этот показатель является определяющим при оценке целесообразности применения выбранной технологии в конкретных горно-геологических условиях и предопределяет основные технико-экономические показатели, полноту и комплексность освоения месторождения. На определение производственной мощности предприятия на различных этапах разработки значимо влияет годовое понижение горных работ, осуществляемое открытым и подземным способами [1].

Существенное влияние на обоснование границы открытых горных работ (верхний, технически достижимый ее предел) оказывает производительность карьера, определенная по горным возможностям.

Исследованиями установлено, что производительность открыто-подземного яруса обеспечивается ростом его высоты до значений, обусловленных устойчивостью бортов яруса и возможностям буровой техники. При одной и той же скорости подвигания фронта открытых работ увеличение высоты уступа приводит к увеличению числа транспортных ортов, последнее требует больших размеров рабочей площади открыто-подземных работ и может отрицательно сказаться на интенсивности внутреннего отвалообразования из-за общей длины транспортировки вскрышных пород, тогда интенсивность добычи из открыто-подземного яруса будет ограничиваться скоростью подвигания высокого уступа по условию процесса отвалообразования. При ограниченном размере по простиранию- рабочей площади открыто-подземных работ увеличение производительности достигается уменьшением высоты открыто-подземного яруса за счет улучшения качества дробления рудной массы и роста числа возможных пунктов погрузки.

Наибольшее влияние на обоснование производственной мощности подземного рудника оказывает множество факторов, которые объединены в 3 группы: горно-геологические условия, горнотехнические факторы, характеризующие выбранные системы разработки, ее параметры и способ вскрытия, организационно-технические факторы, выраженные в расчетной скорости проходки выработок и подвигания очистной выемки.

При определении экономически целесообразной производственной мощности подземного рудника необходимо учитывать эксплуатационные расходы по добыче 1 т руды. Зависимость себестоимости 1 т руды от производственной мощности подземного рудника имеет линейный вид. Расчетами установлено, что для рудников небольших масштабов удвоение проектной производственной мощности дает снижение эксплуатационных расходов на 25-30 %, а для крупных рудников на 10-15 %, т.о. увеличение годовой добычи на 10 % для небольших рудников дает снижение эксплуатационных расходов на 2,5-3 %, а для крупных рудников - 1-1,5 %.

Основным параметром комплексного открыто-подземного способа разработки является вертикальная высота открыто-подземного яруса. Она, с одной стороны, определяет параметры

схемы отбойки и показатели выпуска при отработке высокого уступа, с другой, влияет на размеры единого выработанного пространства и динамику внутреннего отвалообразования.

Таким образом, от правильности обоснования открыто-подземного яруса зависит степень реализации преимуществ открытых и подземных технологий, объединенных в комплексном способе разработки.

Варианты технологии комплексного открыто-подземного способа в значительной мере определяют высоту переходной зоны и способ выпуска рудной массы. Высота открыто-подземного яруса, наряду с мощностью залежи, влияет на площадь сечения выработанного пространства и скорость подвигания добычного фронта (рис. 3).

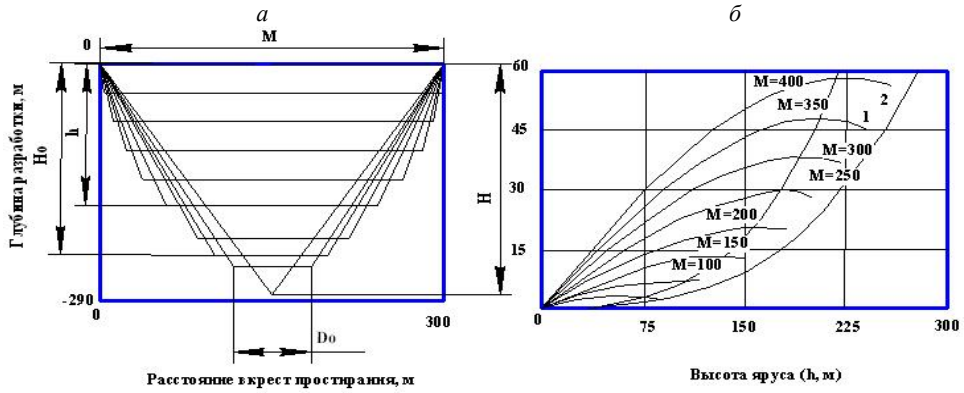


Рис. 3. Изменение поперечного сечения открыто-подземного яруса при вариантах, предусматривающих выполаживание его бортов с увеличением его высоты: а - изменение формы поперечного сечения; б - изменение площади поперечного сечения в зависимости от высоты открыто- подземного яруса (h, м) и мощности (М, м) рудной залежи: 1 - изменение максимальной площади; 2 - изменение площади поперечного сечения при максимальной высоте яруса

С ростом высоты открыто-подземного яруса происходит увеличение балансовых и промышленных запасов руды, приходящихся на один пункт выпуска, и снижение стоимости добычи. При вариантах, предусматривающих свободный выпуск руды, с ростом высоты яруса, происходит уменьшение сечения дна выработанного пространства, что ограничивает возможное число пунктов выпуска в транспортном орте. С другой стороны, высота открыто-подземного яруса тесно связана с глубиной взрывных скважин и, таким образом, оказывается влияние, как на сменную производительность бурового оборудования, так и на процент выхода негабарита. При вариантах, предусматривающих обеспечение устойчивости бортов выработанного пространства за счет придания им безопасных углов откоса, используется площадный выпуск руды. При этом общая производительность выпуска возрастает с увеличением количества транспортных ортов, находящихся в одновременной эксплуатации в пределах навала отбитой руды. При вариантах, предусматривающих полное заполнение выработанного пространства горной массой, может быть реализован торцевой выпуск руды. Увеличение производительности при заданной мощности залежи обеспечивается только путем увеличения числа погрузочно-разгрузочных штреков, за счет сокращения расстояния между ними.

Существенным благоприятным фактором при открыто-подземной разработке является сравнительно непродолжительный срок стояния подработанного уступа, в этом случае коэффициент запаса устойчивости может быть принят значительно меньше, и может находится в пределах 1,15-1,3. На повышение устойчивости уступа открыто-подземного яруса существенно влияние оказывают породы внутреннего отвала вскрышных пород, размещаемого в выработанном пространстве.

Тип применяемых комплексов оборудования также влияет на скорость подвигания горных работ, поскольку единичная мощность средств механизации в значительной мере определяет производительность соответствующих процессов. Скорость подвигания рабочего борта карьера является ограничивающим фактором в технологических схемах, предусматривающих одновременное ведение горных работ в карьере и открыто-подземном ярусе.

Учет экологических факторов (площади отчуждаемых продуктивных земель, неблагоприятные гидрогеологические и геохимические изменения местных экологических систем, загрязнение вредными веществами почвы, воздуха, водоемов, изменение микроклимата и др.) вносит существенные коррективы в процесс принятия решений по определению таких параметров

комбинированной геотехнологии как выбор способа разработки, системы разработки, установление рациональной производственной мощности горного предприятия на различных этапах освоения. Учет экологических факторов в определенной мере стимулирует повышение производительности предприятия, в связи с тем, что с увеличением масштабов предприятия удельные затраты на охрану окружающей среды уменьшаются почти пропорционально росту производственной мощности.

Выводы и направление дальнейших исследований. Обобщение горно-геологических, горнотехнических и экологических факторов показало, что они в большей мере оказывают влияние на установление следующих параметров комбинированной разработки - границы перехода на открыто-подземные работы, распределение балансовых запасов по способам добычи, выбор технологии и способа управления состоянием массива на различных этапах освоения месторождений комбинированным способом в рамках единой горнотехнической системы.

Таким образом, на параметры и показатели эффективности комбинированной разработки оказывают существенное влияние горно-геологические, горнотехнические и экологические факторы. Среди горно-геологических факторов наиболее важными при установлении параметров комбинированной геотехнологии являются мощность, длина рудного тела по падению и высота налегающих пород, содержание и ценность полезного ископаемого и физико-механические характеристики руд и вмещающих пород, экологические требования. Среди технологических факторов - применяемая технологическая схема, годовое понижение на горных работах, высота открыто-подземного яруса, используемые комплексы оборудования.

Список литературы

1.Комплексное освоение рудных месторождений: проектирование и технология подземной разработки / **Д.Р. Каплунов, И.И. Помельников, В.И. Левин и др.**- М.: ИПКОН РАН, 1998.- 383 с.

2. **Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В.** Методология формирования стратегии освоения месторождения комбинированным способом. / Комбинированная геотехнология: Проектирование и геомеханические основы: Материалы международной научно-технической конференции 2001 г.- Магнитогорск: МГТУ, 2003.- с. 6-10.

3. **Шнайдер М.Ф., Вороненко В.К.** Совмещение открытых и подземных разработок рудных месторождений.- М.: Недра, 1985.- 132 с.

4. **Казикаев Д.М.** Совместная разработка рудных месторождений.- М.: Недра, 1967.

5. **Гордин Д.В.** Обоснование высоты открыто-подземного яруса при комплексном способе разработки протяженных железорудных месторождений. Автореф. дисс. к.т.н., Москва, 1988.

6. **Арсентьев А.И.** Определение производительности и границ карьера. Изд. 2-е, переработ. и доп. М., изд-во «Недра», 1970.

7. **Рыльникова М.В.** Комбинированная геотехнология: развитие способов добычи и безопасности горных работ: материалы международной научно-технической конференции. 2003 г. Сибай. Магнитогорск: МГТУ, 2004.- 216 с.

8. **Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В.** Комбинированная геотехнология.- М.: Изд-кий дом «Руда и металлы».- 2003.- 560 с.

9. **Агошков М.И., Малахов Г.М.** Подземная разработка рудных месторождений. М.: «Недра», 1966, с. 636-653.

10. **Ржевский В.В., Ревазов М.А.** Принципы управления состояния бортов глубоких карьеров. Горный журнал, 1975.27.03.13.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.281.424

О.С. НЕСТЕРЕНКО, канд. техн. наук, доц., А.В. ТАРАСЕНКО, магистр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ДОСВІДУ СПОРУДЖЕННЯ КАМЕРНИХ ВИРОБОК НА ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

Камери великого поперечного перерізу (більше 100 м^2) широко використовуються в гірничодобувній промисловості. Такі камери розташовують в міцних стійких породах, надаючи їм склепінчастої форми поперечного перерізу.

Довжина камер зазвичай складає не більше 200 м, ширина до 30 м, висота до 60 м, площа поперечного перерізу великих камер досягає 1000 м^2 і більше.

У гірничодобувній промисловості до камер великого поперечного перерізу відносять камери подрібнювально-бункерних комплексів, час будівництва яких часто визначає термін здачі шахти в експлуатацію. Особливо великий поперечний переріз мають камери перевантажувальних вузлів в комплексах ЦПТ (циклічно-поточної технології) на кар'єрах.

© Нестеренко О.С., Тарасенко А.В, 2013

Залежно від міцності порід і їх стійкості застосовують кілька способів спорудження склепінчастої частини камери.

На рис. 1*а* показано принципову схему проведення підсклепистої частини підземного спорудження на повний перетин.

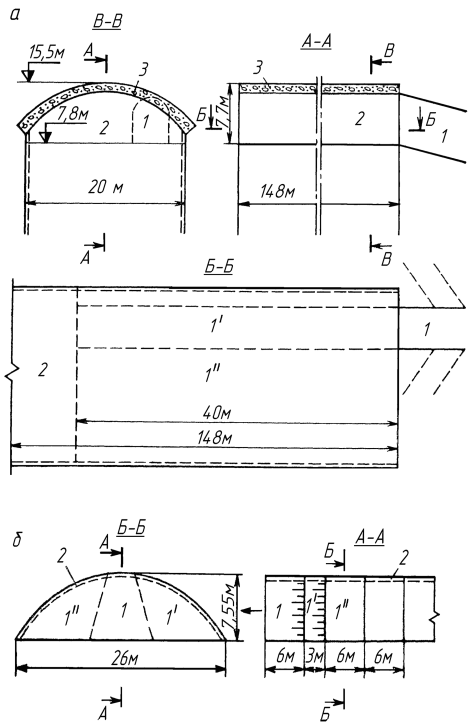


Рис. 1. Схема розробки підсклепистої частини підземного спорудження на повний перетин: *а* - проведення підсклепистої частини суцільним вибоєм; *б* - проведення підсклепистої частини з випередженням на 1 заходку (цифрами показана послідовність виконання робіт)

Підхідний тунель 1 був пройдений до підсклепистої частини на довжину 40 м (1'), потім було зроблене розширення (1"), після чого проведення здійснювалося на повний перетин (2) і бетонувався склеп (3).

На порівняно коротких порушених або ослаблених ділянках, для того, щоб не міняти прийняту технологічну схему проведення підсклепистої частини на повний перетин, можна рекомендувати спосіб, показаний на рис. 1*б*), з випередженням на одну-дві заходки. При цьому способі роботи виконують так:

спочатку на довжину 9 м проводять центральну частину шириною 3-15 м (1) і добирають бічні частини до проектного прольоту;

бетонують склеп на повний проліт довжиною 6 м. Ділянка довжиною 3 м, що примикає до вибою, залишається не забетонованою, що дозволяє оббурювати вибій для наступної заходки 6 м. Надалі цикл повторюють.

При такій технології можна не бетонувати склеп практично впритул до вибою, а для прискорення робіт застосувати комбіноване кріплення з анкерів та набризкбетону.

Практичний досвід свідчить, що в якості постійного кріплення виробок великого перетину залежно від міцності та стійкості породи застосовують монолітний бетон та залізобетон.

Марка бетону приймається не нижче 200. Залежно від розмірів виробки і стійкості порід товщина бетонного кріплення приймається від 200 до 500 мм і більше.

За проектними даними на 1 м³ виїмки склепистої частини камери витрачається 0,15-0,3 м³ бетону. Фактичні витрати бетону у зв'язку з незадовільним оконтурюванням виробок іноді перевищує проектний у 1,2-1,5 рази.

Проаналізувавши дані можна зробити висновок, що із збільшенням висоти склепіння витрати бетону на товщину кріплення склепіння скорочуються. Тому вибір науково обґрунтованої форми склепіння камери товщини його кріплення може скоротити витрати матеріалу та часу на спорудження камери.

Відразу ж після вибуху зарядів у вибої та оборки покрівлі на поверхню виробки варто наносити набризкбетонне кріплення товщиною до 5 см. Після навантаження породи, через це кріплення пробурюють шпури, установлюють анкери та при необхідності навішують металеву сітку. Цей процес сполучається за часом з бурінням шпурів у вибої із відставанням приблизно 10 м, тобто через 2-3 доби після нанесення першого шару, наносять другий шар набризкбетону, доводячи загальну товщину покриття до розрахункового значення (10-15 см).

У порушених породах з метою щоб уникнути поетапного розкриття підсклепистої частини камери можливо здійснювати проведення суцільним перетином із застосуванням випереджаючих анкерів і металевих арок. Для цього по контуру камери бурять горизонтальні шпури, заповнюють їх цементно-піщаним розчином і вставляють у них анкери з арматури.

Кінці анкерів приварюють до металевого аркового кріплення, установлюваної впритул до вибою. У тому випадку, якщо проліт підсклепистої частини камери перевищує 20 м, необхідність і можливість її розробки на повний перетин повинні бути обґрунтовані в проекті провадження робіт. При цьому в першу чергу центральна частина перетину повинна бути пройдена на повну довжину підземного спорудження.

На рис. 2 показані характерні приклади розробки підсклепистої частини підземного спорудження з випередженням центральної частини перетину. На рис. 2*а* центральна частина перетину шириною 0,4 загальні прольоти пройдений на всю довжину камери, після чого розширена під склеписта частина шляхом одночасної розробки бічних частин 2 і зведено залізобетонний звід. Порода вивозилася через транспортний тунель 1.

Трохи інша схема розробки бічних частин показана на рис. 2*б*.

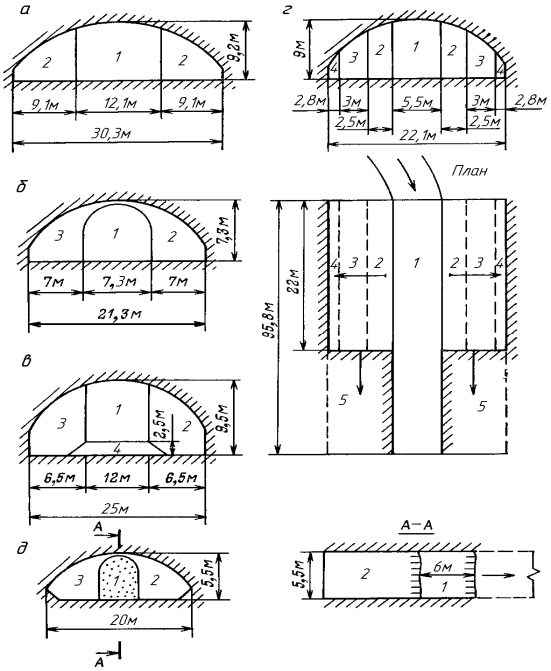


Рис. 2. Приклади розробки підсклепистої частини підземних споруд із випередженням центральної частини перетину (цифрами показана черговість виконання робіт)

Тут після наскрізного проведення випереджальної виробки 1 здійснюється почергова розробка лівої й правої частин 2 й 3. Поки вантажиться підірвана порода в одній з бічних частин, ведеться буріння шпурів в іншій частині й навпаки. Такий спосіб дозволяє забезпечити безперервність у виробництві буровибухових і навантажувальних робіт і прискорює розробку породи. На рис. 2*в* верхня центральна частина 1 має висоту 7 м, як й у підхідному тунелі.

Видача породи з бічних частин 2 й 3 по цьому тунелі здійснюється по похилому в'їзді (пандусу 4), розробка якого виконується в останню чергу.

На рис. 2*д* показана принципова схема проведення підсклепистої частини з випередженням центральної ділянки на дві заходки. Бічні частини розробляють по черзі (по типу, показаному на рис. 2*б*.

Подібна схема застосовна для коротких камер або при вертикальних підходах, коли недоцільно організовувати роботи із застосуванням складної комплексної механізації.

Для того щоб почати розробку бічних частин по всіх цих схемах, необхідно забезпечити відповідний робочий простір, що дозволяє розмістити бурове устаткування. На рисунку 2*г* показана одна з можливих схем створення такого простору.

У камерах довжиною більше 100 м при наявності центрального передової виробки, пройденої на всю довжину, є можливість організувати розширення підсклепистої частини з декількох ділянок (через 50-80 м).

У процесі розробки підсклепистої частини здійснюється установка кріплення (переважно анкерного й набризкбетонного) - спочатку в центральній частині, а потім у бічні в міру їхнього проведення. З певним відставанням (звичайно не менше 50 м) від вибою зводять постійне залізобетонне кріплення (оброблення) склепу. При коротких камерах бетонування склепу здійснюється після закінчення проведення підсклепистої частини підземного спорудження на всю його довжину.

Паралельно з розробкою підсклепистої частини камери здійснюється розбурювання ряду свердловин гладкого відколу уздовж стін для попереднього щілиноутворення перед початком розробки першого уступу основного масиву камери.

До розробки нижніх уступів і спорудженню конструкції стін камери приступають по закінченні зведення постійного кріплення (оброблення) склепу.

У монолітних міцних породах виїмка породи в контурі склепіння проводиться на повну довжину камери з попередньою установкою тимчасового кріплення.

В якості постійного кріплення виробок великого перетину залежно від міцності та стійкості породи застосовують монолітний бетон, залізобетон, набризкбетон на металеву сітку, встановленої на анкерах, в один або два шари.

Монолітне бетонне кріплення застосовується для кріплення камер і аспірації, електропідстанції, монтажних і ходових виробок, які проходяться коробовим склепінням. Марка бетону

приймається не нижче 100. Залежно від розмірів виробки і стійкості порід товщина бетонного кріплення приймається від 200 до 400 мм.

Монолітне залізобетонне кріплення найбільш поширене для кріплення камер великого перерізу, зважаючи на великі площі оголення породи. За проектними даними на 1 м³ виїмки камери витрачається 0,15-0,3 м³ бетону. Фактичні витрати бетону у зв'язку з незадовільним оконтурюванням виробок іноді перевищує проектний в 1,2-1,5 рази.

Укладання бетону за опалубку проводиться бетоноукладачами типу ЛПБУ-2, БУ-0,5-2, БУК-1, УБ-1.

Застосування монолітного залізобетону в якості постійного кріплення камер пов'язана зі спорудженням і подальшим розбиранням складної опалубки, вузької арматурної сітки в робочому забої, а також з пристроєм декількох робочих та запобіжних полків. Все це і повільний набір проектної міцності бетону подовжує строки спорудження камер великого перерізу і зумовлює необхідність у пошуку і розробці нових, більш ефективних видів кріплення, міцність і несуча здатність яких не поступалася б монолітного залізобетону.

При спорудженні камер в стійких міцних породах, коли напружений стан приконтурного масиву порід не перевищує межі міцності порід, тобто відсутній прояв гірського тиску - економічно доцільним буде використання комбінованого кріплення, так як воно є менш трудомістким та матеріалозатратним у порівнянні з монолітним бетонним кріпленням.

Набризк-бетонне кріплення має, як правило меншу пористість і водопроникність, більш високі міцнісні характеристики, ніж монолітне бетонне. При використанні набризк-бетону або його поєднань з анкерами, металевою сіткою і арками, виробку можна кріпити не встановлюючи спеціального тимчасового кріплення – його заміняє перший шар набризк-бетону, анкера або шар набризк-бетону з анкерами. Таке тимчасове кріплення – складовий елемент конструкції постійного кріплення, і його зведення не вимагає додаткових капітальних і трудових витрат, а також витрат матеріалів і часу.

Список літератури

1. **Насонов И. Д., Федюкин В. А., Шуплик М. Н**. Технология строительства подземных сооружений. Учебник для вузов в 3-х частях. Ч. 11. Строительство горизонтальных и наклонных выработок. - М., Недра, 1983. - 272 с.

2. **Смирняков В. В., Вихарева В. И., Очкуров В.И**. Технология строительства горных предприятия: Учебник для вузов. - М: Недра, 1989. - 573 с.

3**. Мостков В. М.** Строительство сооружений большого сечения, Гостехиздат, 1963. – 307с.

4. **Мостков В. М**. Подземные сооружения большого сечения. – М., Недра, 1974. – С. 186 – 187.

Рукопис подано до редакції 27.03.13

УДК 622.14+681.332

С.В. БОРЩЕВСКИЙ, д-р техн. наук, проф.,
Е.В. ПРОКОПЕНКО, канд. техн. наук, доц., С.В. МАСЛО, ассистент,
В.В. ГЛЕБКО, студент ГВУЗ "Донецкий национальный технический университет"

СОЗДАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ НАХОЖДЕНИЯ МАКСИМАЛЬНОГО КОМПОНЕНТА СОСТАВА ПОРОД ПО ПЛАСТАМ

В статье рассмотрены вопросы применения линейного программирования для нахождения максимального компонента среди работающих пластов в результате чего имеется возможность построить хронолитологическую модель данного месторождения. Данная модель позволит выявить экологически опасные зоны в пределах месторождения и дать рекомендации для дальнейшего использования месторождения.

В отвалах угольных шахт много запасов некоторых металлов, соизмеримых по объему с природными месторождениями полезных ископаемых, получение которых для Украины будет

© Борщевский С.В., Прокопенко Е.В., Масло С.В., Глебко В.В., 2013

экономически выгодным, тем более что в настоящее время многие из минеральных ресурсов уже исчерпаны, что является одной из глобальных проблем. Порода попадает на породный отвал не хаотически, а в определенных объемах и последовательности. Основой для этого могут служить маркшейдерская горно-графическая документация, которая, по сути, является единым достоверным источником информации за весь период эксплуатации шахты, и, следовательно, за весь период отсыпки породы на отвал.[1]

Крупные скопления отходов угольной промышленности оказывают негативное воздействие на окружающую среду. В частности происходит загрязнение атмосферного воздуха, особенно в случаях возгорания отвалов, а также почв и водных объектов.

Технология формирования породного отвала заключается в насыпке породы на отвал отдельными ярусами. Так как отдельный ярус породного отвала насыпается определенное количество лет, то можно составить карту насыпки отвала за определенный период времени. Так как каждый пласт имеет свое геологическое строение, то можно составить прогноз тех химических реакций, которые произойдут при соприкосновении тех или иных элементов, содержащихся в различных пластах, то есть, заранее выявить неблагоприятные зоны на отдельном ярусе и в целом на отвале [2,3]. Используя выше сказанное, можно сформулировать задачу о нахождении максимального компонента среди состава пород, входящих в пласт, а также сформировать вектор, позволяющий оценить объем выдачи на отвал породы, содержащий максимальный компонент по пластам [4].

С точки зрения линейного программирования, данная задача формулируется следующим образом. Существует функция

$$f(v_1, v_2, \ldots v_m)\ , \tag{1}$$

$$\begin{aligned} V_1 &= (x_1^{(1)}, x_2{}^{(1)}, \ldots x_j{}^{(1)}, \ldots x_k^{(1)}) \\ V_2 &= (x_1^{(2)}, x_2{}^{2}, \ldots x_j{}^{(2)}, \ldots x_k^{(2)}) \\ &\ldots \\ V_i &= (x_1^{(i)}, x_2{}^{(i)}, \ldots x_j{}^{(i)}, \ldots x_k^{(i)}) \\ &\ldots \\ V_m &= (x_1^{(m)}, x_2{}^{(m)}, \ldots x_j{}^{(m)}, \ldots x_k^{(m)}) \end{aligned} \tag{2}$$

при ограничениях

$$\begin{aligned} &g_1(x_1^{(1)}, x_1^{(2)}, \ldots x_1^{(i)}, \ldots x_1^{(m)}) \le b_1 \\ &g_2(x_2^{(1)}, x_2^{(2)}, \ldots x_2^{(i)}, \ldots x_2^{(m)}) \le b_2 \\ &\ldots \\ &g_j(x_j^{(1)}, x_j^{(2)}, \ldots x_j^{(i)}, \ldots x_j^{(m)}) \le b_j \\ &\ldots \\ &g_k(x_k^{(1)}, x_k^{(2)}, \ldots x_k^{(i)}, \ldots x_k^{(m)}) \le b_k \end{aligned} \tag{3}$$

где $f(v_1, v_2, \ldots v_m)$ - целевая функция или критерий эффективности. В данном случае, вектор f характеризует значение максимального объема по пластам в зависимости от максимального компонента в составе пород пласта, $X = (x_1, x_2, \ldots x_j, \ldots x_k)$ - варьируемые параметры, которые обозначают соответствующую компоненту в составе пород пласта, $g_1(x_1^{(1)}, x_1^{(2)}, \ldots x_1^{(i)}, \ldots x_1^{(m)}) \le b_1$ $g_k(x_k^{(1)}, x_k^{(2)}, \ldots x_k^{(i)}, \ldots x_k^{(m)}) \le b_k$ - функции, которые задают ограничения на компоненты, входящие в состав пород пласта.

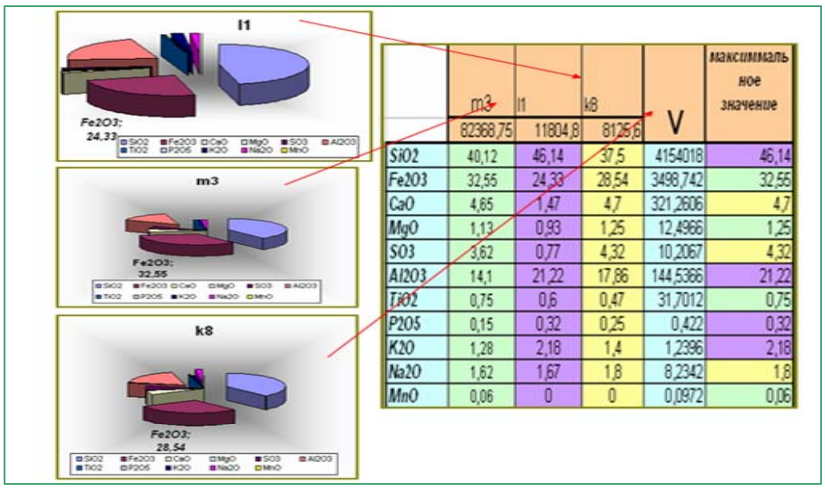
Таким образом, используя данные выше приведенных функций, можно составить матрицу размерностью [1..k,1..m], где k - количество компонент, m-количество пластов. Данная матрица будет иметь вид, представленный ниже.

$$\begin{array}{cccccc} V_1 & V_2 & \dots & V_i & \dots & V_m \\ x_1^{(1)} & x_1^{(2)} & \dots & x_1^{)i)} & \dots & x_1^{(m)} \\ x_2^{(1)} & x_2^{(2)} & \dots & x_2^{i} & \dots & x_2^{m} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_j^{(1)} & x_j^{(2)} & \dots & x_j^{(i)} & \dots & x_j^{(m)} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ x_k^{(1)} & x_k^{(2)} & \dots & x_k^{(i)} & \dots & x_k^{(m)} \end{array} \quad (4)$$

Для нахождения вектора $V = \left(V^{(1)}, V^{(2)}, \dots V^{(m)}\right)$, характеризующего максимальное значение объемов по пластам в зависимости от химического компонента, необходимо вычислить параметры, входящие в вектор, по формуле

$$V^{(l)} = \sum_{i=1}^{m} x_l^{(i)} \cdot V_i \quad (5)$$

Используя найденные объемы, можно составить сделать вывод о составе компонент, входящих в пласт, то есть, какие компоненты больше содержатся в объеме породы, отсыпанной на отвал, в зависимости от графика проведения подготовительных выработок. На рис. 1 показан процесс нахождения такого компонента и дальнейшее его применение для формирования техногенного месторождения (рис. 2).



	m3	l1	k8	V	максимальное значение
	82368,75	11804,8	8125,6		
SiO2	40,12	46,14	37,5	4154018	46,14
Fe2O3	32,55	24,33	28,54	3498,742	32,55
CaO	4,65	1,47	4,7	321,2606	4,7
MgO	1,13	0,93	1,25	12,4966	1,25
SO3	3,62	0,77	4,32	10,2067	4,32
Al2O3	14,1	21,22	17,86	144,5366	21,22
TiO2	0,75	0,6	0,47	31,7012	0,75
P2O5	0,15	0,32	0,25	0,422	0,32
K2O	1,28	2,18	1,4	1,2396	2,18
Na2O	1,62	1,67	1,8	8,2342	1,8
MnO	0,06	0	0	0,0972	0,06

Рис. 1. Нахождение максимального компонента среди работающих пластов

Данная методика вычисления была апробирована на примере использования данных по разрабатываемым пластам шахты "Щегловская-Глубокая", так как насыпка породы на отвал начиналась практически с основания отвала. Для нахождения объема использовался график ввода-вывода проходческих выработок и маркшейдерские планы по съемкам породных отвалов. Данные съемки проводятся 2 раза в год, перед уплотнением очередного этапа насыпки породы при формировании яруса.

Используя данные съемок, были составлены базы данных по каждой съемке, и используя среду SURFER, по каждому году была построена пространственная модель, которая отражает изменение отвала по высоте во времени. Используя данные поверхностных моделей, были найдены разности между двумя поверхностями, построенными по результатам съемок. Полученные разности соответствуют тому объему насыпки породы, который зафиксирован в графиках ввода-вывода на основе планограммы развития горных выработок.

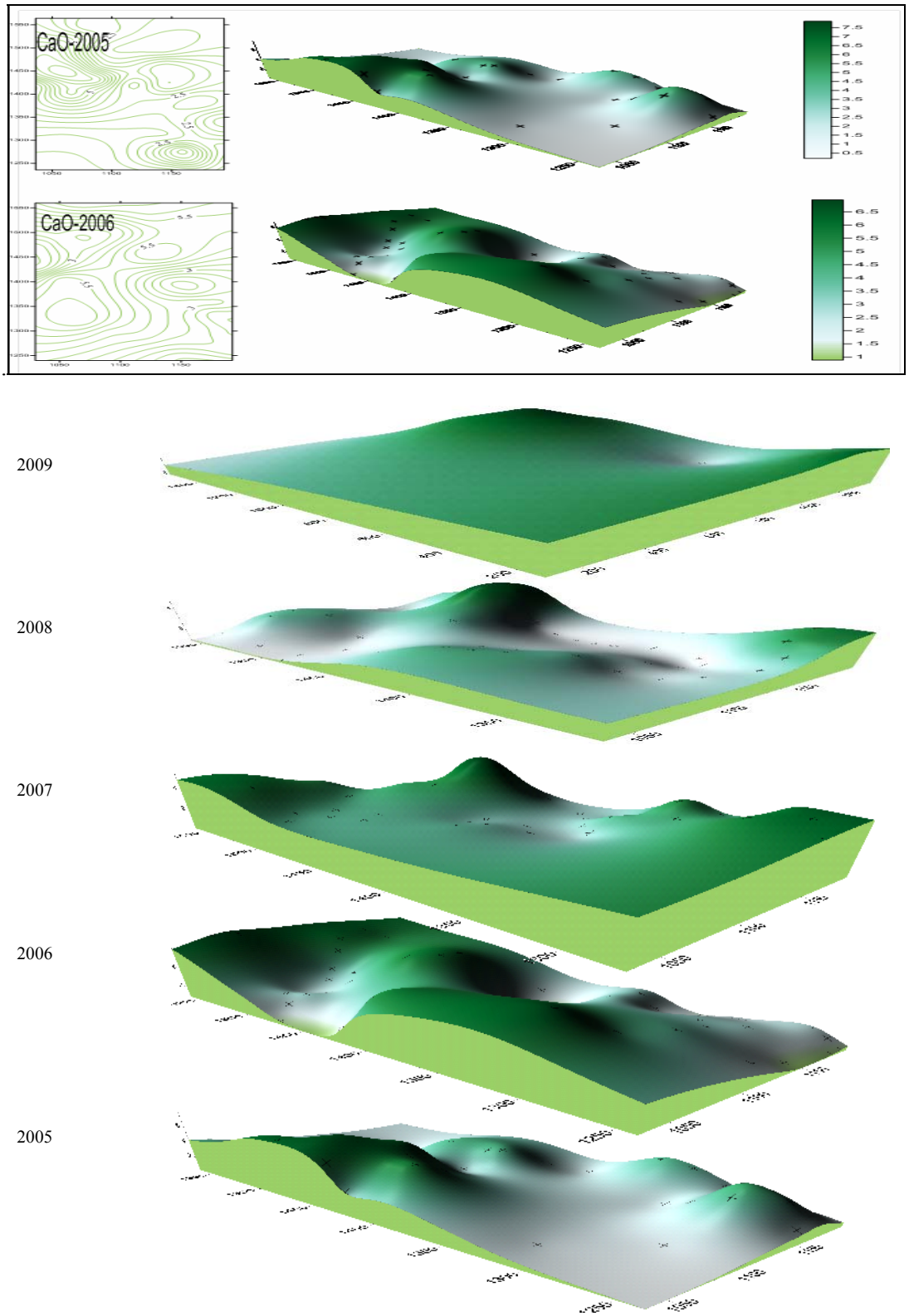


Рис. 2. Построение поверхности техногенного месторождения в зависимости от найденного максимального компонента

На рис. 3 показана структурная схема, определяющая этапы нахождения объемов в период между маркшейдерскими съемками отвалов

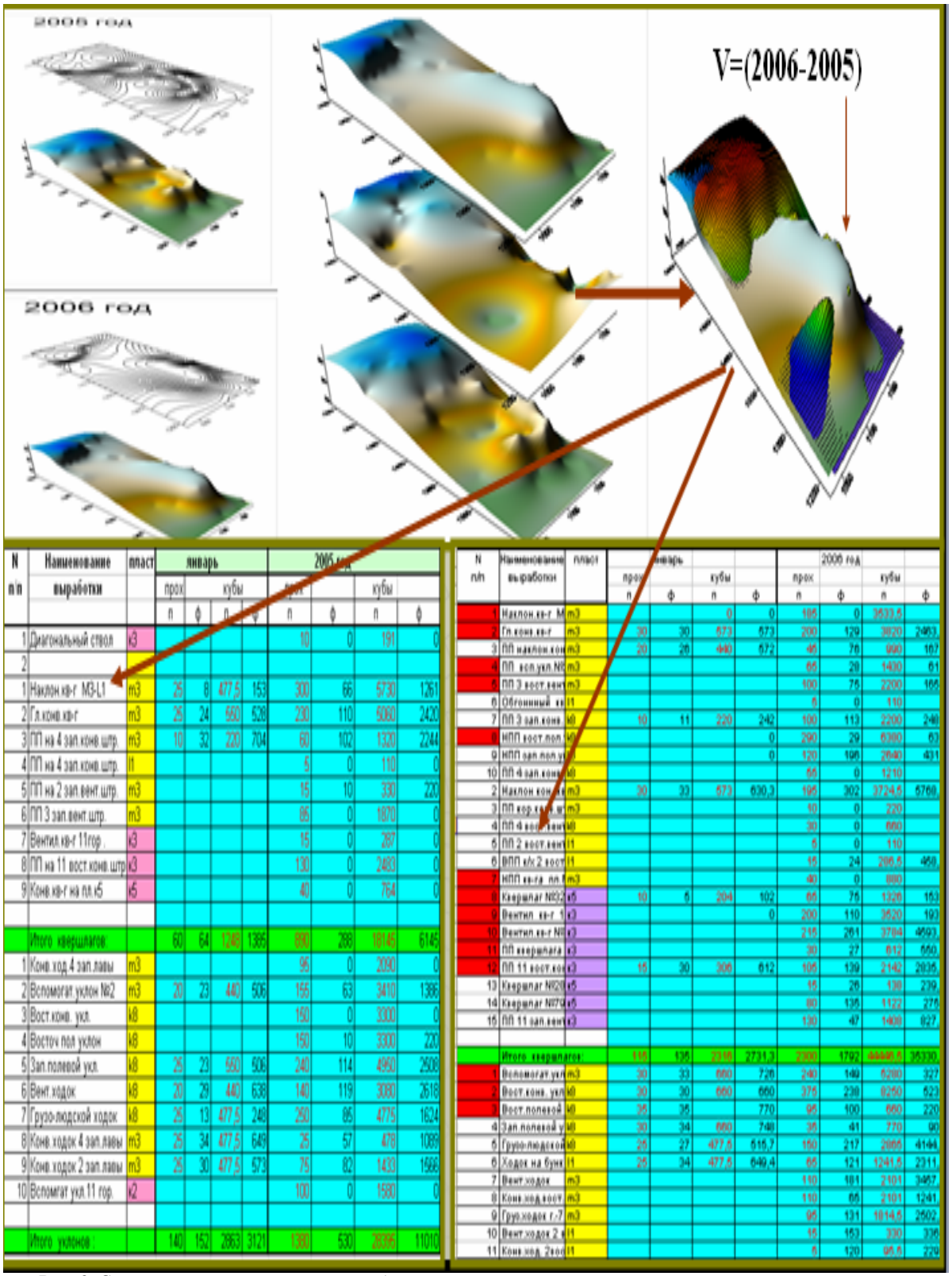


Рис. 3. Структурная схема определения объемов вынутой горной массы в период между съемками

Таким образом, зная, что происходит с насыпкой породы в пределах одного пласта, и, зная какие работают пласты, то ли одновременно, то ли каждый по отдельности, можно составить хронолитологическую модель насыпки породы, в результате которой могут быть выявлены места с накоплением вредных веществ. По данной модели можно составить рекомендации по контролю за данными веществами , а также дать рекомендации по дальнейшему использованию этих веществ.

Список литературы

1. Разработка динамической модели породных отвалов угольных шахт/ **Прокопенко Е.В., Борщевский С.В.**//Наукові праці УкрНДМІ НАН України. Випуск 6 /Під заг.ред. А.В.Анциферова.-Донецьк, УкрНДМІ НАН України, 2010.-14с.

2. **Проскурня Ю.А., Бредихина Н.П.** Породные отвалы Донецка и их влияние на экологическую ситуацию.-Донецк, 2002.

3. **Вахмянин И.С.** Разработка модели алгоритма управления информационными потоками в ситуационных центрах органов государственной власти / **Вахмянин И.С., Ильин Н.И., Новикова Е.В**.—Бизнес-Информатика №1(15)-2011.—С. 3—9.

4. **Прокопенко Е.В.** Построение пространственной модели участков ярусов породного отвала с использованием программного пакета Surfer **/С.В.Борщевский, Е.В.Прокопенко**// Збірник наукових праць НГУ. - Національний гірничий університет, 2010. —№34, т.1.— С. 82—87.

Рукопись поступила в редакцию 23.03.13

УДК 622.14+681.332

Е.В. ПРОКОПЕНКО, канд. техн. наук, доц.
ГВУЗ "Донецкий национальный технический университет"

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ФОРМИРОВАНИЯ ОТВАЛА С УЧЕТОМ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

В данной статье рассматривается концепция взаимосвязи формирования отвала с развитием горных работ. Принятая схема складирования пород в отвале позволяет определять конкретный горнопроходческих участок, с которого получен состав пород и характеристику состава пород этого участка.

В настоящее время внимание промышленности, как в дальнем, так и в ближнем зарубежье вновь обращается к породным отвалам угольных шахт, поскольку отвальные породы могут представлять интерес в качестве источника вторичного минерального сырья. Широкий спектр различных химических соединений и элементов, включающих германий и редкоземельные, а так же глинозем для производства бокситов, железная руда и непосредственно уголь при высокой доступности, низкой цене и практически неограниченных объёмах исходного сырья - породы, делает перспективным указанное техническое направление, тем более что на территории Восточного Донбасса насчитывается более 450 отвалов угольной промышленности (шахт и обогатительных фабрик), а общий объем складированных в отвалах шахт и обогатительных фабрик пород (углеотходов) оценивается в 273 млн $м^3$.

Технология формирования породного отвала предусмотрена с выполнением мероприятий по предупреждению самовозгорания отвальной массы. При формировании ярусов учитываются следующие факторы: время работы шахты, максимальная высота отвала.

Данная технология формирования породного отвала предполагает проектное наращивание отдельного яруса в случае, если предусмотрены все технологические мероприятия, что не всегда выполняется при отсыпке пород на отвал. В основном это связано с тем, что породы в отвал отсыпаются в различных соотношениях литологических разностей, которые определить или прогнозировать достаточно сложно.

Проектирование отвалообразования необходимо осуществлять с учетом всех возможных факторов и особенностей вскрышного массива месторождения, состояния основания, которые могут оказать влияние на устойчивость отвала, степень его воздействия на окружающую среду [1].

Формирование отвала должно осуществляться с учетом его последующей рекультивации [2-4] при непрерывном геомеханическом контроле устойчивости, несущей способности и осадок. По технологии отвалообразования порода насыпается на отвал последовательно небольшими порциями (дискретно), т.е. за определенное время и в определенном месте, в соответствии с планограммой развития горных работ (рис. 1).

Разработка комплексного подхода к исследованию процесса формирования породного отвала с учетом технологии проведения горных подготовительных выработок и технологической транспортной цепочки доставки породы на отвал для рационального размещения этой породы в отвале для дальнейшего хранения и утилизации.

© Прокопенко Е.В.,

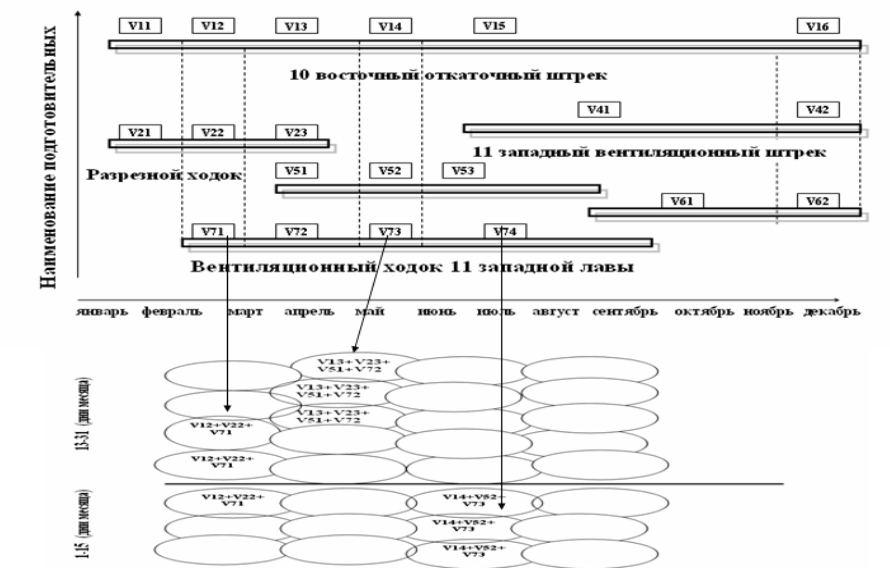


Рис. 1. Технология и порядок отправки породы на отвал из проходческих забоев

Данная задача предполагает составление технологической цепочки, предусматривающей порядок выдачи породы на отвал, то есть рассмотрение календарного плана горных работ, планирование горных работ; транспортирование пород под землей и на поверхности; складирование на отвале.

В соответствии с технологией отвалообразования, порода насыпается на отвал дискретно. Определенное место в этой цепочке занимает периодичность выполнения маркшейдерских съемок породного отвала. Период между съемками Δt определяет местоположение того или иного участка горных работ в зависимости от планограммы развития работ, и также определяет состав пород в данном месте отвала, то есть "химию "пород. Следовательно, технологическая схема данной цепочки позволяет найти местоположение породы с конкретного горнопроходческого участка с конкретной характеристикой литологического состава породы, отсыпаемой на отвал.

Структурно-логическая схема, представляющая динамику насыпки пород на отвал показана на рис. 2.

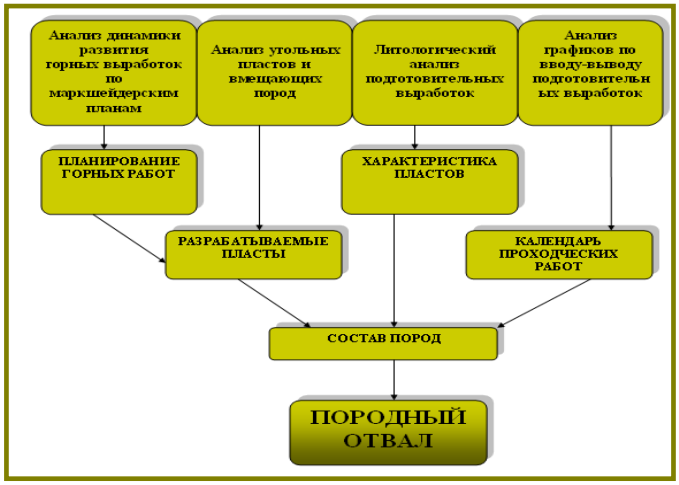


Рис.2. - Схема литологического состава породного отвала

Технология формирования породного отвала заключается в насыпке породы на отвал отдельными ярусами [5]. Так как отдельный ярус породного отвала насыпается определенное количество лет, то можно составить карту насыпки отвала за определенный период времени.

Особое место в этой цепочке занимает плановое выполнение маркшейдерских съемок породного отвала. В период между съемками можно составить схему отсыпки пород на отвал, а также предусмотреть порядок насыпки породы из конкретного проходческого забоя, который соответствует отрабатываемому в данный период времени пласту. Зная литологический состав пород отрабатываемого пласта, а также технологию и порядок отправки породы на отвал, можно составить хронолитологическую карту породного отвала.

По результатам маркшейдерской съемки формируется база данных точек замера или точек, полученных в результате тахеометрической съемки породного отвала. Данная база точек содержит координаты X,Y и Z. Для построения трехмерной модели отдельного яруса отвала в

среде SURFER необходимо выполнить несколько операций. Рассмотрим этапы построения такой модели [6-9]. Вначале заносят координаты точек съемки в базу данных SURFER. После этого, по введенным данным строится пространственная модель отдельного яруса. На рис. 3. показаны фрагменты построение таких моделей породного отвала ш. «Щегловская» за 2005…2006 годы.

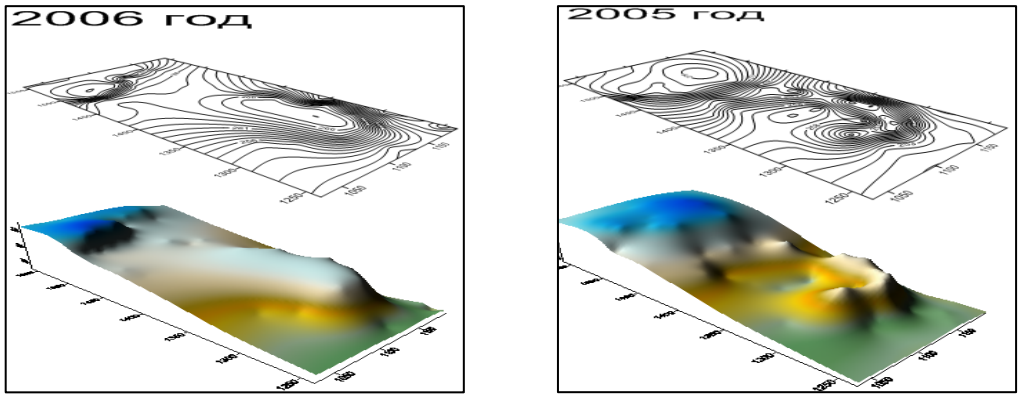


Рис.3. - Построение трехмерных моделей яруса породного отвала за определенный период времени.

Исходя из изложенного, можно сделать вывод, что маркшейдерский план это хронология деятельности горного предприятия и данную хронологию можно использовать для построения динамической модели формирования породного отвала, как техногенного месторождения, так как:

1. Горные работы ведутся по определенной системе и планированию, используя планограмму развития горных работ.

2. Планограмма отображается на планах горных работ по каждому пласту, на котором ведутся работы.

3. Развитие горных работ осуществляется за определенный интервал времени *t* и в определенном месте полезного ископаемого, т.е, осуществляется во времени и в пространстве.

4. Данная информация отображается на маркшейдерских планах горных работ в виде подвигания забоя каждой выработки за определенное время.

Зная литологический состав пород отрабатываемого пласта, а также порядок отправки породы из данного забоя на отвал, можно составить хронолитологическую карту породного отвала, фрагмент которой с учетом графика ввода подготовительного забоя представлен на рис. 5.

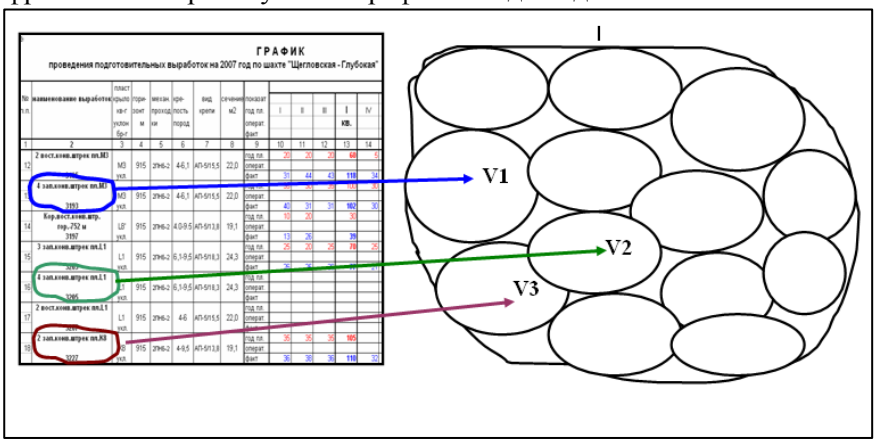


Рис. 5. Условная схема формирования отдельного яруса с учетом планограммы развития горных работ

В связи с тем, что каждый пласт имеет свое геологическое строение, можно составить прогноз химических реакций, происходящих при соприкосновении тех или иных элементов, содержащихся в различных пластах, то есть заранее выявить неблагоприятные зоны на отдельном ярусе и в целом на отвале.

Таким образом, в результате построения трехмерной и двумерной модели участков яруса породного отвала за определенный период времени можно получить пространственную модель, которая показывает структуру данного отвала.

На основе данной модели можно решить следующие задачи:

Установить время отсыпки того или иного участка проходческих работ.

Определить состав пород на участках.

По составу пород и их свойствам оценить возможные очаги самовозгорания отдельных участков и отвала в целом.

На рис. 6. показана блок-схема созданной динамической модели породного отвала.

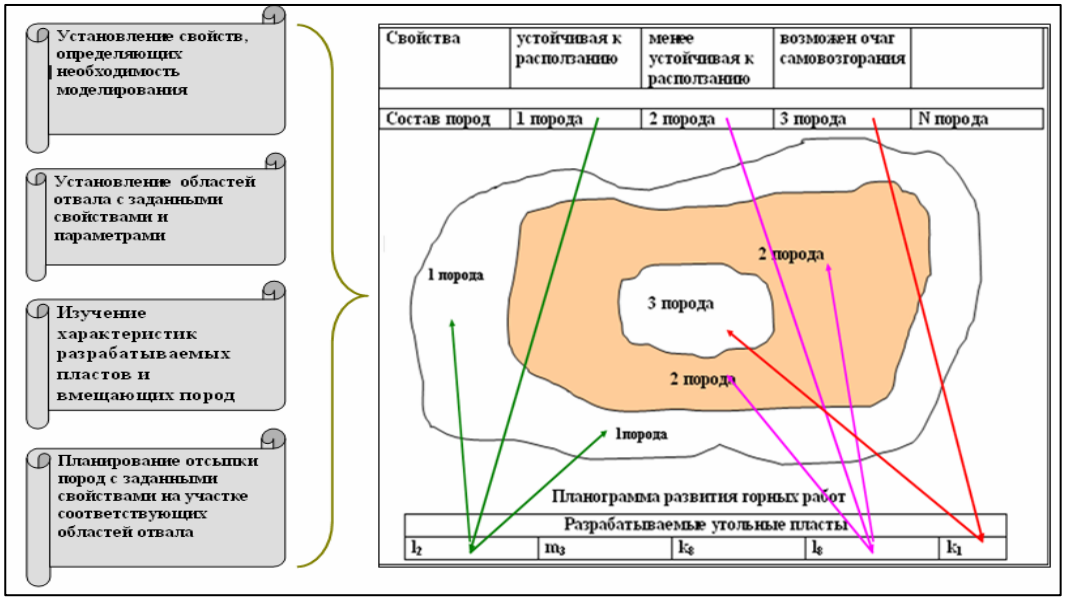


Рис. 6. Блок-схема динамической модели отвала

Разработка данной модели предусматривает использование элементов теории графов, так как данная теория рассматривает постановку и решение задач управления организационными системами, одной из которых и является отсыпка породы на отвал.

Так как породы на отвал насыпаются в определенном порядке (см. рис. 5), то можно создать графо-аналитическую модель, с помощью которой можно управлять перемещением единичных объемов пород на отвал.

Следовательно, систематизированная отсыпка породы по определенной схеме позволяет найти местоположение породной массы с конкретного горнопроходческого участка с одновременной характеристикой состава пород, отсыпаемых на отвал.

Этот технологический процесс представлен на рис. 7, где параметры $V_1, V_2, \ldots, V_i$ определяют единичный объем породы, отсыпаемой на отвал.

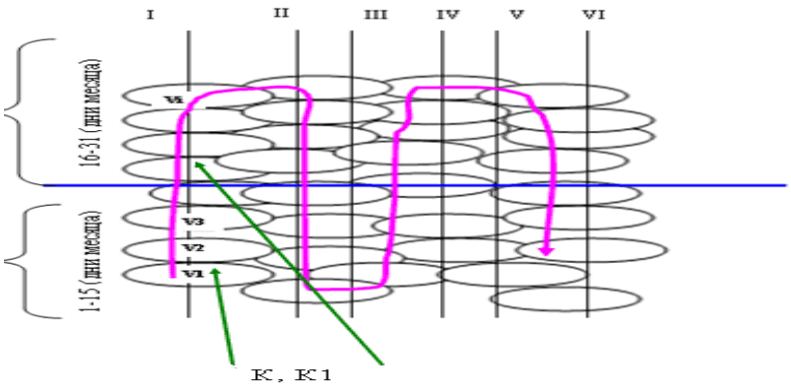


Рис. 7. Схема систематизированной отсыпки породы на отвал

I,II,III,…,VI - номер месяца; К, К1 - количество забоев, работающих в данный период времени

Под единичным объемом подразумевается такое количество породы, которое осыпается на отвал в период, равный декаде или одному месяцу.

Период отсыпки породы на отвал можно регулировать в зависимости от постановки той или иной задачи. Цифрами 1…15 (работали К забоев) и 16…31 (работали К1 забоев) показано, что данный период насыпки рассматривается в течение одного месяца с интервалом в 15 дней.

Так как порода поступает с конкретного забоя в определенное место отвала, то данную технологическую цепочку можно представить с математической точки зрения в виде следующей зависимости:

$$B = \sum_{i=T1}^{T2} \sum_{j=1}^{k} \left(t_i, f_j, x_j, y_j, z_j, \gamma_j \right), \qquad (1)$$

где B – общая характеристика пород отвала; Т1 и Т2 –соответственно начало и конец интервала

передачи породы из конкретного проходческого забоя на отвал; к- количество работающих забоев; t_j- момент передачи и складирования породы из забоя на отвал в определенное место; f_j- свойства единичных объемов пород, извлекаемых из забоя (химические, физические); x_j, y_j, z_j - координаты точек, указывающие расположение единичных объемов в определенном месте забоя; γ_j- случайная величина, зависящая от режима работы конкретного забоя (цикличность работы, аварийные ситуации, круглосуточный режим), а также от технологии ведения горных работ (БВР, с помощью комбайнов).

Применительно к полученной выше информации можно сказать, что зная свойства горных пород, извлекаемых за определенный промежуток времени из ряда одновременно работающих проходческих забоев, можно формировать отвал как техногенное месторождение путем отсыпки извлеченной породы в определенное место яруса по определенной схеме с учетом его последующей рекультивации при непрерывном геомеханическом контроле устойчивости, несущей способности и осадок.

Список литературы

1. **Матлак Е. С.** Безотходное производство – основное направле-ние использования природных ресурсов и охраны окру-жающей среды / **Е. С. Матлак** / Общегосударственный научно-технический журнал. – Донецк: ДонГТУ, 1998. – С. 10 – 14.

2. Оцінки екологічного стану навколишнього середовища при реструктуризації вугільної промисловості. Методи захисту і відновлення довкілля : матеріали міжнародної наук.-практ. конф. / Уголь Украины. – 2000. – № 7. – С. 24 – 26.

3. Методические указания по проектированию рекультивации нарушенных земель на действующих и проектируемых предприятиях угольной проммышленности. – Пермь: ВНИИОСуголь – 1991.

4. Охрана природы. Земли. Классификация нарушенных земель для рекультивации. ГОСТ 17.5.3.02-84.

5. **Малеев Н.Г.** Схемы строительства и формирования многоярусных отвалов / **Малеев Н.Г., Котровский М.Н.**— Современные технологии освоения минеральных ресурсов. Сб. научных трудов. Вып. 1. —Красноярск: Изд-во КГУЦМиЗ, 2003. —140с.

6**. Fines, P, Wilson, G W, Williams, D J, Tran, A B and Miller, S**, 2003. Field characterization of two full-scale waste rock piles, in Proceedings Sixth International Conference on Acid Rock Drainage,pp 903-910 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).

7. **Зеленский А.С.** Разработка автоматизированной системы геолого-маркшейдерского обеспечения для рудных карьеров / **Зеленский А.С., Баран С.В., Лысенко В.С., Чурин Н.А**.—Вісник КТУ – Кривий Ріг: КТУ, 2008.–Вип. 20.–С. 50-56.

8. Горно едело.Энциклопедический справочник.Том 9. Поверхность шахт.:Москва, Госгортехиздат,1959.—С.155-167.

9**. Букринский В.А**. Вопросы геометризации физико-технических и горно-геометрических показателей месторождения для моделирования на ЭЦВМ.-М.:МИРГЭМ, 1966.-128с.

Рукопись поступила в редакцию 19.02.13

УДК 519.2.51.05

О.В. ПОРКУЯН, д-р техн. наук, проф., О.Ю. ОЗОРНІН[·], аспірант
Технологічний інститут Східноукраїнського національного університету ім. В. Даля,
м. Сєвєродонецьк

МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ СИНТЕЗУ МЕТАНОЛУ ЯК ОБ'ЄКТА КЕРУВАННЯ

У статті розглянуто кінетичне моделювання процесу синтезу метанолу в залежності від умов реалізації процесу. Сформульовані в загальному вигляді моделі синтезу метанолу–сирцю на основі матеріального та теплового балансу.

Постановка проблеми та її зв'язок із науковими та практичними завданнями. Виробництво метанолу є одним з найважливіших виробництв хімічної галузі. Його річне виробництво в світі складає кілька десятків мільйонів тон. Це пов'язано з тим, що метанол є сировиною для багатьох інших виробництв: формальдегіду, метиламінів, синтетичного каучуку, полівінілхлоридних та карбамідних смол тощо. Метанол використовують як добавку до палив, а також для багатьох інших цілей. Сировиною для виробництва метанолу є синтез-газ. Зважаючи на те, що на більшості підприємств синтез-газ отримують із природної сировини (природного газу),

· © Поркуян О.В., Озорнін О. Ю., 2013

то актуальною є задача оптимізації виробництва метанолу з метою ресурсозбереження та більш ефективного використання сировини.

Аналіз досліджень і публікацій. Хімічний склад синтез-газу та умови проведення каталітичних перетворень для отримання метанолу суттєво впливають на кінцевий результат та механізми процесів. При цьому для досягнення оптимального виходу метанолу і максимального економічного ефекту необхідно підтримувати певні температури, тиск, концентрацію і активність каталізатора [1-4]. Для розрахунку цих показників необхідні відповідні моделі, в тому числі кінетична модель перетворення.

Незважаючи на те, що синтез метанолу проводиться у промислових масштабах з 1923 року, питання стосовно його реакційного механізму та кінетичних особливостей і надалі залишаються відкритими [2], дослідники ще й досі не прийшли до узгодженої моделі цього процесу.

За результатами досліджень [5], зроблені висновки, що в основі виробництва метанолу лежать екзотермічні реакції гідрогенізації діоксиду вуглецю CO_2 (1), реакція гідрогенізації моноксиду вуглецю CO (2), кДж/моль

$$CO_2 + 3H_2 \leftrightarrow CH_3OH + H2O, \quad \Delta H_{0298}=-49{,}6. \tag{1}$$

$$CO + 2H_2 \leftrightarrow CH_3OH, \quad \Delta H_{0298}=-90{,}8. \tag{2}$$

Поряд з цими основними реакціями можуть мати місце також цілий ряд додаткових, наприклад зворотна реакція гідрогенізації моноксиду вуглецю (3), кДж/моль.

$$CO_2 + H_2 \leftrightarrow CO + H_2O, \ \Delta H_{0298}=-41. \tag{3}$$

Умови хімічної рівноваги для зазначених основних реакцій наведені у табл. 1.

Таблиця 1

Температура, °С	Перетворення CO			Перетворення CO_2		
	тиск, МПа			тиск, МПа		
	5	10	30	1	10	30
251,85	0,524	0,769	0,951	0,035	0,052	0,189
301,85	0,174	0,440	0,825	0,064	0,081	0,187
351,85	0,027	0,145	0,600	0,100	0,127	0,223
401,85	0,015	0,017	0,310	0,168	0,186	0,260

При гідрогенізації моноксиду вуглецю CO можуть утворюватись побічні продукти, такі як вищі спирти та вуглеводні. У даному випадку утворення метанолу не є досить стабільним та пріоритетним напрямком перебігу реакції; при цьому також може проходити реакція метанування з утворенням метану. Селективність каталізатору має дуже важливе значення у процесі отримання метанолу. Селективність багатьох сучасних мідь-цинк-алюмінієвих каталізаторів перевищує 99%.

На даний момент однією з парадигм є точка зору, згідно з якою метанол утворюється в основному шляхом гідрогенізації CO_2 [6-9]. В межах роботи [4] стверджується, що основна роль CO полягає у видаленні абсорбованого кисню з поверхні каталізатору, що у свою чергу приводить до взаємодії CO_2 з H_2. Існуючі методики проведення досліджень різняться умовами (значеннями температур та тисків), складом синтез-газу та використовуваними каталізаторами. При розробці певних моделей взаємодія CO та H_2 розглядається як основна реакція синтезу метанолу; інші моделі розробляються з огляду на точку зору, згідно з якою основним компонентом синтезу метанолу є CO_2. Отже, існує певна кількість кінетичних рівнянь різного рівня деталізації. Загальна форма кінетичних рівнянь може також різнитись через припущення щодо обмежуючих умов. На думку деяких авторів, вихід цільового продукту обмежується термодинамікою процесу; у той же час рівняння інших авторів базуються на обмеженнях переносу мас. Окрім цього, при проведенні лабораторних досліджень обмежуючі умови часто ігноруються [1].

З огляду на розвиток та вдосконалення технологій синтезу метанолу, більш пізні моделі були складені для процесів синтезу під низьким тиском з використанням мідних каталізаторів. Наведене нижче кінетичне рівняння розроблене Леоновим та ін. [8]

$$r_{CH_3OH} = k_2 \cdot \left(\frac{p_{CO}^{0,5} \cdot p_{H_2}}{p_{CH_3OH}^{0,66}} - \frac{p_{CH_3OH}^{0,34}}{p_{CO}^{0,5} \cdot p_{H_2} \cdot K_2} \right), \tag{4}$$

де k_2 - константа швидкості перебігу реакції (2).

При розробці вищезазначеного рівняння також враховувалась точка зору, що синтез метанолу здійснюється лише за рахунок перетворення CO, а вплив CO_2 відкидався.

З того часу був проведений ряд нових досліджень кінетики синтезу метанолу. У роботі [10] розглядався процес синтезу метанолу переважно як процес гідрогенізації CO, але при цьому у кінетичному рівнянні враховувався вплив CO_2. В межах даної роботи було виявлено, що максимальний вихід цільового продукту спостерігається при відповідному значенні співвідношення p_{CO}/p_{CO2}.

У роботах [11] та [12] була отримана кінетична модель, у якій були враховані реакції гідрогенізації CO, CO_2 та реакція CO з H_2O. Дослідження проводились при тиску 1,5-5,0 МПа. У цих роботах використовувались кінетичні рівняння елементарних стадій кожної реакції; в результаті були отримані 48 можливих схем реакцій. За допомогою статистичних методів були відібрані наступні рівняння для кінетичної моделі

$$r_1 = \frac{k_1 \cdot K_{CO_2} \cdot \left(f_{CO_2} \cdot f_{H_2}^{3/2} - f_{CH_3OH} \cdot f_{H_2O} \Big/ f_{H_2}^{3/2} \cdot K_1^{eq}\right)}{\left(1 + K_{CO} \cdot f_{CO} + K_{CO_2} \cdot f_{CO_2}\right) \cdot \left(f_{H_2}^{1/2} + \left(K_{H_2O} \Big/ K_{H_2}^{1/2}\right) \cdot f_{H_2O}\right)},$$

$$r_2 = \frac{k_2 \cdot K_{CO} \cdot \left(f_{CO} \cdot f_{H_2}^{3/2} - f_{CH_3OH} \Big/ f_{H_2}^{1/2} \cdot K_2^{eq}\right)}{\left(1 + K_{CO} \cdot f_{CO} + K_{CO_2} \cdot f_{CO_2}\right) \cdot \left(f_{H_2}^{1/2} + \left(K_{H_2O} \Big/ K_{H_2}^{1/2}\right) \cdot f_{H_2O}\right)}, \quad (5)$$

$$r_{WGS} = \frac{k_3 \cdot K_{CO_2} \cdot \left(f_{CO_2} \cdot f_{H_2} - f_{H_2O} \cdot f_{CO} \Big/ K_3^{eq}\right)}{\left(1 + K_{CO} \cdot f_{CO} + K_{CO_2} \cdot f_{CO_2}\right) \cdot \left(f_{H_2}^{1/2} + \left(K_{H_2O} \Big/ K_{H_2}^{1/2}\right) \cdot f_{H_2O}\right)},$$

де r_1, r_2 - швидкості утворення метанолу за реакціями (1) та (2); r_{WGS} - швидкість перебігу реакції (3); f_i - летючість i-го компонента; K_i - константа рівноваги за i-м компонентом; k_1, k_2, k_3 - константи швидкості реакцій (1), (2) та (3) відповідно; $K_1^{eq}, K_2^{eq}, K_3^{eq}$ - константи рівноваги реакцій (1), (2) та (3) відповідно.

Первинне кінетичне рівняння двофазного процесу синтезу метанолу було отримане в межах роботи [11]. Пізніше було встановлено, що обмеження переносу мас впливають на значення параметрів моделі. Авторами [12] були змодельовані обмеження переносу мас та проведені повторні обчислення параметрів. Моделювання обмежень переносу мас також проводилось у роботі [13]. У межах даної роботи була розроблена досить складна дифузійна модель. Пізніше у роботі [14] був проведений порівняльний аналіз різних видів дифузійних моделей різних рівнів складності. Був отриманий висновок, що внутрішній перенос мас може бути адекватно змодельований з використанням простих моделей.

Результати досліджень хімічної рівноваги процесу синтезу метанолу наведені в роботі [15]. Були визначені рівняння для констант рівноваги за умов розгляду ідеального газу та компенсації фактичної неідеальності за допомогою рівняння стану Соаве-Редліха-Квонга. Отримані рівняння хімічної рівноваги також використовувались у межах інших досліджень, наприклад, у роботах [8], [16]. В останній використовувались рівняння, отримані у [15], у процесі дослідження впливу початкового складу синтез-газу і значень температури та тиску на значення рівноважних концентрацій компонентів. У межах даних досліджень було виявлено, що значення температури та тиску значно впливають на рівноважні концентрації. При збільшенні значення температури зменшується об'ємна частка виходу метанолу за основною реакцією; у той же час збільшення значення тиску має протилежний ефект.

У роботі [17] була досліджена кінетика трьохфазного процесу синтезу метанолу. Було виявлено, що кінетичне рівняння, отримане для двофазного процесу синтезу, підходить і для опису трьохфазного процесу. Були визначені параметри трьохфазної системи. Також було встановлено, що у випадку трьохфазного процесу синтезу основною реакцією є реакція гідрогенізації CO_2, у той час як у випадку двофазного процесу синтезу - реакція гідрогенізації CO. Відповідно до [8], у рівняннях, представлених у роботах [11] та [12], спостерігається певна неузгодженість стосовно проміжних продуктів загальної реакції. У роботі [8] припускається, що CO_2 є основним джерелом вуглецю у процесі синтезу метанолу. Автори отримали кінетичне рівняння, яке базується на наступному реакційному механізмі

$$CO + H_2O \leftrightarrow CO_2 + H_2 (+ 2H_2) \leftrightarrow CH_3OH + H_2O. \quad (6)$$

У межах роботи [18] проводились дослідження проміжних продуктів синтезу метанолу, при цьому проміжні продукти ігнорувались при складанні кінетичної моделі

$$r_{CH_3OH} = \frac{k_1 \cdot p_{CO_2} \cdot p_{H_2} \cdot \left(1 - p_{CH_3OH} \cdot p_{H_2O} / K_1^{eq} \cdot p_{CO_2} \cdot p_{H_2}^3\right)}{\left(1 + K_{WH} \cdot p_{H_2O} / p_{H_2} + \sqrt{K_{H_2} \cdot p_{H_2}} + K_{H_2O} \cdot p_{H_2O}\right)^3},$$
$$r_{WGS} = \frac{k_3 \cdot p_{CO_2} \cdot \left[1 - K_3^{eq} \cdot \left(p_{H_2O} \cdot p_{CO} / p_{CO_2} \cdot p_{H_2}\right)\right]}{\left(1 + K_{WH} \cdot p_{H_2O} / p_{H_2} + \sqrt{K_{H_2} \cdot p_{H_2}} + K_{H_2O} \cdot p_{H_2O}\right)}, \quad (7)$$

де r_{CH_3OH} - швидкість утворення метанолу за реакцією (1); інші позначення відповідають позначенням для (5).

Перебіг процесів при синтезі метанолу залежить від типу реактора. Так, у роботі [3] досліджувалась кінетика синтезу метанолу у суспензійному реакторі з перемішуючим пристроєм. У межах даної роботи використовувався комерційний мідь-цинк-алюмінієвий $Cu/ZnO/Al_2O_3$ каталізатор. Було встановлено, що перебіг рідкофазного процесу синтезу може бути вдало описаний при використанні механізму Ленгмюра-Хіншельвуда для описання елементарних стадій на поверхні каталізатора. Було також встановлено, що вихід метанолу у рідкій фазі також є пропорційним концентрації CO_2, а не CO. Також було виявлено, що у процесі рідкофазного синтезу вода теж відіграє важливу роль.

Систематизація раніше запропонованих кінетичних рівнянь здійснена у роботі [4]. Результати при цьому можна навести у вигляді табл. 2.

Таблиця 2

Каталізатор	Рівняння	Синтез-газ, % об.	Температура,ºК	Тиск, МПа)
Порошкоподібний мідь-цинк-алюмінієвий каталізатор Cu/Zn/Al (5-10 мм) Freezene-100	$r_{CH_3OH} = k_2 \cdot \left(c_{CO} \cdot c_{H_2}^2 - \frac{c_{CH_3OH}}{K_2}\right)$	CO: 25 CO_2: 19 H_2: 50	473-543	3,5-7,0
United catalyst Freezene-100	$r_{CH_3OH} = k_2 \cdot \left(c_{CO} \cdot c_{H_2}^2\right)^{\frac{1}{3}} \cdot \left(1 - \frac{c_{CH_3OH}}{c_{H_2}^2 \cdot c_{CO} \cdot K_2}\right)$	CO: 19-51 CO_2: 4-13 H_2: 35-55	523	2,0-6,0
United catalyst EPJ-25 100-120 mesh	$r_{CH_3OH} = k_2 \cdot \left(p_{H_2} - p_{H_{2,eq}}\right)$ $r_{CH_3OH} = k_2 \cdot \left(c_{H_2} - c_{H_{2,eq}}\right)$	CO: 15-50 CO_2: 5-10 H_2: 34-75	478-523	4,15-9,02
Мідь-цинк-алюмінієвий каталізатор $Cu/ZnO/Al_2O_3$ EPJ-25	$r_{CH_3OH} = \frac{k_2 \cdot \left(c_{CO} \cdot c_{H_2}^2 - c_{CH_3OH}/K_2\right)}{\left(K_0 + K_{H_2} \cdot c_{H_2}^{0,82} + K_{CO} \cdot c_{CO}^{0,82} + K_{CH_3OH} \cdot c_{CH_3OH}^{2,09}\right)^n}$	CO: 4,9-50 CO_2: 6,8-10 H_2: 14-70 CH_3OH: 1,5-23	477-523	4,4-8,9
Мідь-цинк-алюмінієвий каталізатор $Cu/ZnO/Al_2O_3$	$r_{CH_3OH} = k_2 \cdot \left(c_{H_2} - \frac{c_{CH_3OH}}{K_2 \cdot c_{CO} \cdot c_{H_2}}\right)$	CO:26,2;15 CO_2:6,9;10 H_2:62,7;70 CH_4: 4,2; 5	493-513	7,85-10,13

Формулювання цілей статті. Як випливає з наведеного аналізу, відсутність єдиного підходу до проблем моделювання обумовлена різноманітністю умов, в яких здійснюється виробництво метанолу. У даній роботі як об'єкт моделювання та оптимізації розглядався технологічний процес синтезу метанолу-сирцю на підприємстві «Сєвєродонецьке виробниче об'єднання «Азот». Умови здійснення синтезу наведено в табл. 3.

Таблиця 3

Реактор синтезу	Каталізатор	Вміст основних компонентів у синтез-газі	Температура та тиск процесу
Трубчастий реактор, колона шахтного типу (об'єм: 100 м3)	СНМ-У (об'єм: 59 $м^3$; 4 шари) CuO: 53±3% ZnO: 26±2% Al_2O_3: 5,5±0,7%	H_2 H_2: 60-70 % об. CO: 20-27 % об. CO_2: ≤7 % об.	Тиск: ≤5,3 МПа Температура: ≤300 ºС

Отже, метою даної статті є побудова моделі для технологічного процесу синтезу метанолу-сирцю на основі кінетичних рівнянь та рівнянь матеріального та енергетичного балансу для умов виробництва, реалізованих на «Сєвєродонецькому виробничому об'єднанні «Азот».

Викладення основного матеріалу. Підбір моделі здійснювався згідно зі структурно-логічною схемою стадії синтезу метанолу-сирцю як об'єкту керування (для установлення зв'язку між вхідними та вихідними змінними).

Основним вузлом стадії синтезу метанолу-сирцю на «Сєвєродонецькому виробничому об'єднанні «Азот» є реактор синтезу, внутрішній простір якого заповнено каталізатором [18] . Вся маса каталізатора умовно розбита на чотири шари, що забезпечує рівномірний розподіл холодного газу в товщі каталізатора і змішування газу основного ходу і холодного потоку газу, який використовується для регулювання температури у реакторі. Синтез-газ, стиснутий до потрібного тиску та змішаний з циркуляційним газом, частково, після підігріву у теплообмінниках подається в реактор, інша - холодна - частина використовується у якості охолоджуючого агента для регулювання температури процесу . Вихідний потік продуктів реакцій (метанол-сирець) з реактора охолоджується у теплообміннику за допомогою циркуляційного газу. Далі вихідний потік піддається додатковому охолодженню у системі повітряного охолодження та у холодильниках-конденсаторах, при цьому відбувається конденсація метанолу й води. Розділення рідкої та газоподібної фаз відбувається під тиском у сепараторі.

Обмежимось у даній роботі лише розглядом процесів у реакторі.

Структурно-логічну схему процесу синтезу метанолу-сирцю наведено на рис. 1.

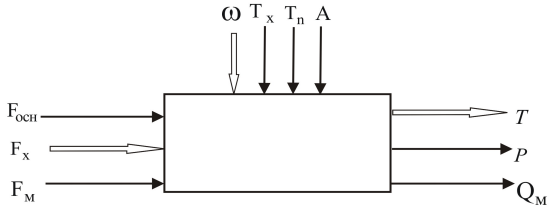


Рис.1

Вхідні керуючі змінні:$F_{осн}$ - витрата синтез-газу за основним ходом, F_x - вектор витрат холодного синтез-газу за байпасами, $F_м$ - витрата метанолу-сирцю.

Вихідні змінні: T - вектор температур, що характеризує температурний розподіл у реакторі за шарами каталізатору, P - тиск у реакторі, $Q_м$ - концентрація метанолу на виході з реактору.

Збурення: ω - вектор, що характеризує кількісний склад синтез-газу, T_x - температура холодного синтез-газу, $T_п$ - температура підігрітого синтез-газу на вході в реактор за основним ходом, A - активність каталізатору.

Зважаючи на умови проведення синтезу будемо використовувати кінетичне рівняння типу Ленгмюра-Хіншельвуда, яке описує процес синтезу метанолу під низьким тиском 3-9 МПа [19]. Дослідження проведені в умовах використання польського промислового каталізатору (CuO – 60 % мас., ZnO - 30% мас., Al_2O_3 - 7,5% мас.). Було виявлено, що процес синтезу метанолу перебігає переважно шляхом гідрогенізації CO_2, при цьому CO виступає у якості джерела вуглецю. Слід відмітити, що було проведено кілька простих експериментів [19]. При використанні синтез-газу, який містив лише CO_2 та H_2, процес синтезу метанолу перебігав безперешкодно та з високою селективністю. У разі використання синтез-газу, до складу якого входили CO та H_2 за відсутності CO_2 та H_2O (при повному виключенні пари зі складу синтез-газу), метанол не утворювався. Процес утворення метанолу починався одразу після включення води до складу пари. Причина полягає у реакції CO з H_2O, при якій з CO та H_2O утворюється CO_2, котрий далі реагує з H_2 з утворенням метанолу. Кінетична модель [19] має вигляд

$$r_1 = k_1 \cdot K_{H_2}^2 \cdot K_{CO_2} \cdot \left[\frac{p_{H_2}^2 \cdot p_{CO_2} - \frac{p_{CH_3OH} \cdot p_{H_2O}}{K_1^{eq} \cdot p_{H_2}}}{\left(1 + K_{H_2} \cdot p_{H_2} + K_{CO_2} \cdot p_{CO_2} + K_{CH_3OH} \cdot p_{CH_3OH} + K_{H_2O} \cdot p_{H_2O} + K_{CO} \cdot p_{CO}\right)^3} \right], \quad (8)$$

$$r_3 = k_3 \cdot K_{H_2} \cdot K_{CO_2} \cdot \left[\frac{p_{H_2} \cdot p_{CO_2} - \frac{p_{CO} \cdot p_{H_2O}}{K_3^{eq} \cdot p_{H_2O}}}{\left(1 + K_{H_2} \cdot p_{H_2} + K_{CO_2} \cdot p_{CO_2} + K_{CH_3OH} \cdot p_{CH_3OH} + K_{H_2O} \cdot p_{H_2O} + K_{CO} \cdot p_{CO}\right)^2} \right],$$

де r_1,r_3 - швидкості утворення метанолу за реакціями (1) та (3); p_i - парціальний тиск i-го компонента; K_i - константа рівноваги за відповідним компонентом; K_1^{eq},K_3^{eq} - константи рівноваги реакцій (1) та (3); k_1,k_3 - константи швидкості перебігу реакцій (1) та (3).

Для установлення функціональних співвідношень змінних $Q_м$, T, P з вхідними змінними та для урахування збурень будемо використовувати кінетичне рівняння, отримане з урахуванням (14)

$$dQ = k_1 \cdot K_{H_2}^2 \cdot K_{CO_2} \cdot \left[\frac{p_{H_2}^2 \cdot p_{CO_2} - \frac{p_{CH_3OH} \cdot p_{H_2O}}{K_1^{eq} \cdot p_{H_2}}}{\left(1 + K_{H_2} \cdot p_{H_2} + K_{CO_2} \cdot p_{CO_2} + K_{CH_3OH} \cdot p_{CH_3OH} + K_{H_2O} \cdot p_{H_2O} + K_{CO} \cdot p_{CO}\right)^3} \right] dt + \tag{9}$$

$$+ k_3 \cdot K_{H_2} \cdot K_{CO_2} \cdot \left[\frac{p_{H_2} \cdot p_{CO_2} - \frac{p_{CO} \cdot p_{H_2O}}{K_3^{eq} \cdot p_{H_2O}}}{\left(1 + K_{H_2} \cdot p_{H_2} + K_{CO_2} \cdot p_{CO_2} + K_{CH_3OH} \cdot p_{CH_3OH} + K_{H_2O} \cdot p_{H_2O} + K_{CO} \cdot p_{CO}\right)^2} \right] dt,$$

тут dQ/dt - швидкість утворення метанолу з урахуванням реакцій (1) - (3), (6). Швидкість хімічних перетворень k можна визначити за допомогою рівняння Арреніуса

$$k = k_o \cdot e^{\left(-\frac{E}{R \cdot T}\right)},$$

де k_o - константа швидкості хімічних перетворень, E - енергія активації перетворень, R - універсальна газова стала, T - температура.

З іншого боку, концентрація метанолу може бути визначена на основі рівнянь матеріального балансу [5]

$$Q_{сг} = \frac{(Q_м + Q_в + Q_п)c_ц}{c_ц - c_o}, \tag{10}$$

де $Q_{сг}$ - кількість синтез-газу, який витрачається на виробництво метанолу $Q_м$, води $Q_в$, побічних продуктів $Q_п$; c_0, $c_ц$ - вміст інертних компонентів у вхідному та циркуляційному газі відповідно. Концентрація побічних продуктів у метанолі за умов, що розглядаються, не перевищує 0,5%.

Щоб спростити процедуру обчислень для визначення концентрації метанолу можна застосувати часткові моделі на основі матеріального балансу [20]. Для визначення оптимальних керувань за концентрацією метанолу складемо баланс за масою метанолу як цільового компоненту

$$dm_1 + dm_2 + dm_p = dm_V + dm\ , \tag{11}$$

де dm_1 - маса цільового компонента, що надходить в реактор з синтез-газом по основному ходу; dm_2 - маса цільового компонента, що надходить в реактор з синтез-газом по холодним байпасам; dm_p - маса цільового компонента, що утворюється в реакторі в результаті хімічних реакцій; dm_V - маса цільового компонента, що накопичується в реакторі; dm - маса цільового компонента, що виводиться з реактора.

Кожний з доданків цього рівняння пов'язаний з основними технологічними змінними, що дозволяє отримати необхідну складову моделі, а саме залежність $Q_м = Q_м(F_{осн}, F_х, F_м, \omega, T_х, T_п, A)$.

Для синтезу керування за каналом тиску необхідно скласти матеріальний баланс компонентів, що утворюють тиск у реакторі

$$dm_1^* + dm_2^* = dm_V^* + dm^*\ , \tag{12}$$

де dm_1^* - маса реагентів, що надходять в реактор з потоком синтез-газу за основним ходу; dm_2^* - маса реагентів, що надходять в реактор з потоками циркуляційного газ по холодним байпасам; dm_V^* - маса реагентів, що накопичуються в реакторі; dm^* - маса реагентів, що виводяться з реактора.

Це співвідношення дозволяє отримати другу модель: $P = P(F_{осн}, F_х, F_м, \omega, T_х, T_п, A)$.

Для того, щоб розробити математичну модель газового реактора за температурою, необхідно скласти рівняння теплового балансу. Тепло надходить в реактор з потоками реагентів, виділяється в процесі протікання хімічних реакцій. Частина даного тепла накопичується в реакторі, частина виводиться з нього з вихідним потоком. При складанні математичної моделі приймається, що витрата тепла в навколишнє середовище незначна і нею можна знехтувати. Отже, рівняння теплового балансу буде мати вигляд

$$dq_1 + dq_2 + dq_p = dq_V + dq\ , \tag{13}$$

де dq_1 - кількість тепла, що надходить з потоком синтез-газу за основним ходом; dq_2 - кількість тепла, що надходить з потоком газу по холодним байпасам; dq_p - кількість тепла, що виділяється в результаті протікання хімічних реакцій; dq_V - кількість тепла, що накопичується в реакторі ; dq - кількість тепла, що виводиться з реактора.

Висновки і перспективи подальших досліджень. Отже, за результатами аналізу об'єкту дослідження була складена структурно-логічна схема процесу синтезу метанолу-сирцю та сформульована модель у вигляді системи рівнянь (9)-(13), що дозволяє встановити функціональні зв'язки між вхідними та вихідними змінними.

Напрямком подальших досліджень буде деталізація отриманої моделі та врахування збурюючих впливів.

Список літератури

1. Modelling in methanol synthesis : Report A № 37 / **O. Mäyrä, K. Leiviskä**. – Finland : University of Oulu, Control Engineering Laboratory, 2008. – 43 P.

2. **Rozovskii A. Y.** Fundamentals of methanol synthesis and decomposition / A**. Y. Rozovskii, G. I. Lin** // Topics in Catalysis. – 2003. – Vol. 22. – P. 137-150.

3. **Šetinc M.** / Dynamics of a mixed slurry reactor for the three-phase methanol synthesis / **M. Šetinc, J. Levec** // Chemical Engineering Science. – 2001. – Vol. 56. – P. 6081-6087.

4. **Šetinc M.** On the kinetics of liquid-phase methanol synthesis over commercial Cu/ZnO/Al2O3 catalyst / **M. Šetinc, J. Levec** // Chemical Engineering Science. – 1999. – Vol. 54. – P. 3577-3586.

5. Химические вещества из угля. Пер. с нем. / Под ред. **И.В. Калечица**.- М.: Химия. -1980. -616с.

6. **Coteron A.** Kinetics of the synthesis of methanol from CO+H2 and CO+CO2+H2 over copper-based amorphous catalysts / **A. Coteron, A. N. Hayhurst** // Chemical Engineering Science. – 1994. – Vol. 49. – № 2. – P. 209-221.

7. **Skrzypek J.** Thermodynamics and kinetics of low pressure methanol synthesis / **J. Skrzypek, M. Lachowska, M. Grzesi**k [et al.] // The Chemical Engineering Journal. – 1995. – Vol. 58. – P. 101-108.

8. **Vanden Bussche K. M**. A steady-state kinetic model for methanol synthesis and the water gas shift reaction on a commercial Cu/ZnO/Al2O3 catalyst / **K. M. Vanden Bussche, G. F. Froment** // Journal of Catalysis. – 1996. – Vol. 161. – P. 1-10.

9. Wu J. The stability of Cu/ZnO-based catalysts in methanol synthesis from CO2-rich feed and from CO-rich feed / [**J. Wu, M. Saito, M. Takeuchi, T. Watanabe**] // Applied Catalysis A: General. – 2001. – Vol. 218. – P. 235-240.

10. **Klier K.** Catalytic synthesis of methanol from CO/H2: IV. The effects of carbon dioxide / [**K. Klier, V. Chatikavanij, R. G. Herman, G. W. Simmons**] // Journal of Catalysis. – 1982. – Vol. 74. – № 2. – P. 343-360.

11. **Graaf G. H**. Kinetics of low-pressure methanol synthesis / **G. H. Graaf, E. J. Stamhuis, A. A. C. M. Beenackers** // Chemical Engineering Science. – 1988. – Vol. 43. – № 12. – P. 3185-3195.

12. Graaf G. H. Intra-particle diffusion limitations in low-pressure methanol synthesis / [**G. H. Graaf, H. Scholtens, E. J. Stamhuis, A. A. C. M. Beenackers**] // Chemical Engineering Science. – 1990. – Vol. 45. – № 4. – P. 773-783.

13. **Skrzypek J.** Analysis of the low-temperature methanol synthesis in a single commercial isothermal Cu-Zn-Al catalyst pellet using the dusty-gas model / **J. Skrzypek, M. Grzesik, R. Szopa** // Chemical Engineering Science. – 1985. – Vol. 40. – № 4. – P. 671-673.

14. Lommerts B. J. Mathematical modeling of internal mass transport limitations in methanol synthesis / **B. J. Lommerts, G. H. Graaf, A. A. C. M. Beenackers** // Chemical Engineering Science. – 2000. – Vol. 55. – **P. 5589-5598.**

15. Graaf G. H. Chemical equilibria in methanol synthesis / [**G. H. Graaf, P. J. J. M. Sijtsema, E. J. Stamhuis, G. E. H. Joosten**] // Chemical Engineering Science. – 1986. – Vol. 41. – № 11. – P. 2883-2890.

16. **Skrzypek J.** Methanol synthesis from CO2 and H2: dependence of equilibrium conversions and exit equilibrium concentrations of components on the main process variables / **J. Skrzypek, M. Lachowska, D. Serafin** // Chemical Engineering Science. – 1990. – Vol. 45. – № 1. – P. 89-96.

17. **Graaf G. H.** Kinetics of the three phase methanol synthesis / [G**. H. Graaf, J. G. M. Winkelman, E. J. Stamhuis, A. A. C. M. Beenackers]** // Chemical Engineering Science. – 1988. – Vol. 43. – № 8. – P. 2161-2168.

18. **Поркуян О.В.** Применение средств корреляционно-регрессионного анализа в изучении стадии синтеза производства метанола /**Поркуян О.В., Озорнин А.Ю.** // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. В.Даля: науковий журнал №17 (188).Ч.1. -Луганськ, 2012.- с.118-123.

19. **Skrzypek J.** Kinetics of methanol synthesis over commercial copper/zinc oxide/alumina catalysts / **J. Skrzypek, M. Lachowska, H. Moroz** // Chemical Engineering Science. – 1991. – Vol. 46. – № 11. – P. 2809-2813.

20. **Стенцель Й.І.** Математичне моделювання технологічних об'єктів керування./ К.:ІСДО.-1993.-328с.

Рукопись поступила в редакцию 17.02.13

УДК 621.928.9

Н.И. ШВИДКИЙ*, д-р техн. наук, НИИБТГ
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДВИЖЕНИЯ ЗАРЯЖЕННЫХ ПЫЛЕВЫХ ЧАСТИЦ ЧЕРЕЗ СИСТЕМУ ЭЛЕКТРОДОВ, СОЗДАЮЩИХ СУПЕРПОЗИЦИОННОЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ПОЛЕ В РАБОЧЕМ КАНАЛЕ ПЫЛЕУЛОВИТЕЛЯ

Рассмотрены особенности процесса целенаправленного пылевыделения в канале электрического аппарата с проникающими электродами , содержащего суперпозиционное электрическое поле.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Основной задачей техники пылеулавливания является создание эффективного механизма воздействия силовых полей непосредственно на пылевые частицы. С этой точки зрения интерес представляет электрические силы, которые реализуются в электрофильтрах путем создания в них неоднородного электрического поля постоянного потенциала с образованием коронного разряда, последующей зарядкой пылевых частиц и выделением их из потока газа на осадительные поверхности. При этом остается не решенным до конца вопрос пылевого зарастания осадительных поверхностей и предотвращения вторичного запыления потока при регенерации осадительных электродов.

Анализ исследований и публикаций. Эту задачу можно решить путем использования метода суперпозиции (наложения) полей в рабочем канале аппарата [1-4], с помощью которого создаются благоприятные условия для интенсивной зарядки пылевых частиц, их транспортировки в определенную зону и выделения из газового потока. В отличие от традиционного способа электрической очистки газа предлагаемое суперпозиционное поле должно также предотвратить зарастание осадительных электродов и создать электрическую ловушку (бункер-накопитель) для выделения и удержания в ней пылевых частиц [5].

Постановка задания. Поставленное задание решает измененная специальным образом конструкция рабочего канала аппарата, содержащего постоянное и переменное электрические поля (суперпозиционное электрическое поле). Для этого необходимо решить научную задачу по исследованию характера поведения пылевых частиц в таком канале аппарата для общего случая расположения электродов.

Изложение материала и результаты. Пусть в некоторой области рабочего канала аппарата создано суперпозиционное электрическое поле, состоящее из постоянного поля, напряженность которого направлена под углом $(\pi/)$-α к начальной скорости частиц $\dot{x}$, и переменного электрического поля, вектор напряженности которого направлен под углом α к скорости частицы. Такой канал назовем каналом с проникающими электродами.

Предположим, что частица пыли имеет предельный заряд, полученный в поле коронного разряда. Рассмотрим ее движение в плоскости *xoy*, в которой действуют указанные электрические силы, а также сила газодинамического давления (рис. 1).

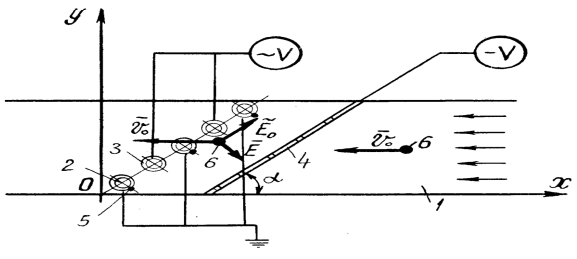


Рис. 1. Физическая модель воздействия сил в суперпозиционном електрическом поле на заряженную пылевую частицу: 1-рабочий канал; 2 - заземленные электроды; 3-изолированные электроды; 4- электрод-сетка под постоянным потенциалом; 5 - коронирующие электроды; 6- частица пыли

Уравнение движения частицы для стоксовского режима ее обтекания потоком имеет вид

$$\begin{cases} m\ddot{x} = qE_o \cos\alpha \cos\omega t + qE \sin\alpha - 3\pi\mu\dot{x}d, \\ m\ddot{y} = qE_o \sin\alpha \cos\omega t - qE \cos\alpha - 3\pi\dot{y}d, \end{cases} \quad (1)$$

где E_o - амплитудное значение напряженности переменного электрического поля, В/м; α - угол наклона электродов, создающих переменное поле, к оси x, рад; ω- циклическая частота тока, Гц.

* © Швидкий Н.И., 2013

В качестве начальных условий примем

$$x\Big|_{t=0} = x_o,\quad y\Big|_{t=0} = y_o,\quad \dot{x}\Big|_{t=0} = v_o,\quad \dot{y}\Big|_{t=0} = 0. \tag{2}$$

Дифференциальное уравнение (1) можно представить в виде

$$\begin{cases} \ddot{x} + A\dot{x} = B + D\cos\omega t, \\ \ddot{y} + A\dot{y} = N + M\cos\omega t, \end{cases} \tag{3}$$

где *A*,*B*,*Д*,*N*,*M* - удельные силовые параметры указанных сил, причем

$$A = \frac{3\pi\mu d}{m};\ B = \frac{qE\sin\alpha}{m}; D = \frac{qE_o\cos\alpha}{m};\ N = \frac{qE\cos\alpha}{m};\ M = \frac{qE_o\sin\alpha}{m}, \tag{4}$$

Общее решение линейных дифференциальных уравнений (3) с постоянными коэффициентами (4) с учетом начальных условий (2) имеет вид

$$\begin{cases} x - x_o = \left[\frac{1}{A^2}(B + \omega P\cos\varphi) - \frac{v_0}{A}\right]e^{-At} + \frac{1}{A}\left[Bt - \frac{B}{A} + P\sin(\omega t + \varphi)\right] + \frac{v_o}{A}, \\ y - y_o = \frac{1}{A^2}(-N + \omega R\cos\varphi)e^{-At} - \frac{N}{A}t + \frac{R}{A}\sin(\omega t + \varphi) + \frac{N}{A^2}, \end{cases} \tag{5}$$

где $\varphi = -arctg\frac{\omega}{A}$ - сдвиг фаз относительное начала отсчета времени, рад;

$$R = M\frac{A}{\omega}\frac{1}{\sqrt{\omega^2 + A^2}},\ P = D\frac{A}{\omega}\frac{1}{\sqrt{\omega^2 + A^2}}$$

Система уравнений (5) представляет собой траекторию движения заряженной частицы пыли в плоскости *xoy*.

Тогда скорость движения частицы в параметрическом виде можно определить из выражения.

$$\begin{cases} \dot{x} = \left[v_0 - \frac{1}{A}(B + \omega P\cos\varphi)\right]e^{-At} + \frac{B}{A} + \frac{P\omega}{A}\cos(\omega t + \varphi), \\ \dot{y} = (\frac{N}{A} - \frac{\omega R}{A}\cos\varphi)e^{-At} - \frac{N}{A} + \frac{R\omega}{A}\cos(\omega t + \varphi). \end{cases} \tag{6}$$

Для примера на рис.2 показаны зависимости скорости частиц от времени, рассчитанные по формулам (6) для плотности вещества частиц ρ= $3\cdot10^3$ кг/м^3 и следующих исходных данных: E= $5\cdot10^5$ В/м; E_0 =$2\cdot10^6$ В/м; μ = $1{,}8\cdot10^{-5}$ Па·с; α =π/4; v_0 = 1 м/с; d =$0{,}1\cdot10^{-6}$ м; $3\cdot10^{-6}$ м; $2\cdot10^{-5}$ м; 10^{-4} м.

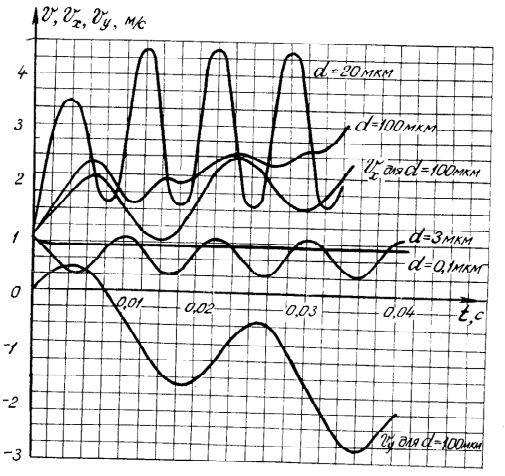


Рис. 2. Зависимость скорости движения пылевых частиц различной крупности от времени в суперпозиционном электрическом поле

В результате анализа установлено, что скорость частиц размером менее $2\cdot10^{-5}$м в установившемся случае имеет колебательный характер с постоянной амплитудой , а частицы размером более $2\cdot10^{-5}$ м имеют тенденцию к росту величины скорости как в проекциях на оси координат, так и абсолютного ее значения.

На рис. 3 приведены траектории частиц пыли, рассчитанные по зависимостям (5). Из рисунка видно, что при вышеуказанных исходных данных все частицы, движущиеся к области суперпозиционного поля, меняют направление движения на противоположное (навстречу потоку) и одновременно совершают колебательные движения, вызванные переменным электрическим полем. Причем скорости их движения существенно отличаются, имея тенденцию к росту для крупных частиц пыли. Расчеты проведены для времени (0- 0,04) с.

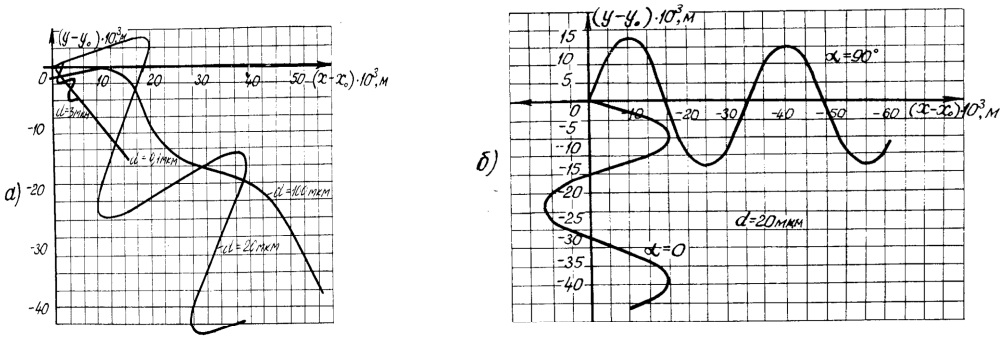


Рис. 3. Траектории частиц пыли при различных углах их набегания к области суперпозиционного поля: *а* - при α =45° ; *б* - при α =0°; α =90°

Для подтверждения полученных закономерностей движения пылевых частиц были проведены экспериментальные исследования на модели, схема которой представлена на Рис.1. Запыленный поток подавали из воздуховода в область суперпозиционного поля. По ходу движения потока установлена проникающая металлическая сетка, находящаяся под высоким постоянным электрическим потенциалом, параллельно трубчатым электродам, покрытым диэлектриком, в которых через один установлены заземленные проволочные коронирующие электроды. Коронирование осуществлялось на сетку, отстоящую от трубчатых электродов на 0, 06 м, где происходила зарядка пылевых частиц. Напряженность постоянного электрического поля равнялась $5\cdot10^5$ В/м.

Переменное электрическое поле напряженностью $E_{\approx}=E_o \sin\omega t$ ($E_o=2\cdot10^6$ В/м) создавали при помощи рядом стоящих трубчатых, покрытых стеклом, электродов. Наличие диэлектрика (стекла) на трубчатых электродах позволило значительно повысить уровень напряженности электрического поля и исключить образование дуговых и искровых пробоев.

В области между трубчатыми электродами, где значительно увеличиваются силы электрического поля, заряженная пылевая частица получала ускорение в направлении, противоположном движению запыленного потока. Зафиксированные телекамерой треки частиц, отброшенных из области суперпозиционного поля, подтверждают характер траекторий, полученных теоретически. На рис. 3*б* для сравнения приведены результаты расчета траекторий заряженных пылевых частиц размером $2\cdot0^{-5}$м при углах набегания частиц пыли на электроды, равных нулю и $\pi/2$. Из рисунка видно, что под действием переменного электрического поля частицы пыли приобретают колебательное движение в направлении изменения поля, а под действием постоянного электрического поля они приобретают постоянную скорость дрейфа.

Выводы и направление дальнейших исследований. Следовательно, путем создания суперпозиционных полей нужной конфигурации и достаточного уровня напряженности электрического поля, можно добиться эффективного выделения пылевых частиц из потока. Причем выделение пыли из потока можно осуществить целенаправленно в нужном направлении, например в зону аэродинамической тени, где не происходит повторное ее взметывание или направить в специально оборудованную электрическую ловушку (бункер-накопитель), которая реализуется при угле набегания потока α=0° и размещением под электродом-сеткой 4 (рис. 1) пылеприемного бункера.

Список литературы

1. Основы электрогазодинамики дисперсных систем / **И.П.Верещагин, В.И.Левитов, Т.З. Мирзябекян** и др.- М.: Энергия,1974. - 480 с.

2. Дымовые электрофильтры /**В.И.Левитов, И.К.Решидов, В.М.Ткаченко** и др.-М.:Энергия, 1980. - 448 с.

3. **Балтренас П.Б.** Исследование динамики частиц пыли в электрическом поле и создание устройства для их улавливаний // Проблемы контроля и защита атмосферы от загрязнений. Киев: Наукова думка, 1977. - вып. 3. - С. 106-110.

4. **Арцимович Л.А., Лукьянов С.Ю.** Движение заряженных частиц в электрических и магнитных полях.- М.:Наука, 1972.-224 с.

5. Швидкий Н.И. Научные основы, способы и системы комплексной очистки пылегазовых выбросов промышленных предприятий / Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук .- Кривой Рог: Минерал, 1997. - 38с.

Рукопись поступила в редакцию 04.04.13

УДК 631.42

ГОРОДЮК[·] О.В., здобувач, Академія митної служби України

ЕКОЛОГІЧНА РОЛЬ ТА МІКРОМОРФОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ҐРУНТОУТВОРЮЮЧИХ ПРОЦЕСІВ У ДЕСТРУКТИВНИХ ЕДАФОТОПАХ СТЕПОВОГО ПРИДНІПРОВ'Я (БІЛЯ ШТУЧНОГО ВОДОЙМИЩА АНДРІЇВКА)

Надано макро- і мікроморфологічні характеристики досліджуваних едафотопів та показаний вплив штучного водоймища мікроморфологічні особливості. Виявлено особливості ґрунтоутворюючих процесів у деструктивних едафотопах степового Придніпров'я.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Головна проблема світового земельного фонду - деградація сільськогосподарських земель. Під такою деградацією розуміють виснаження ґрунтової родючості, ерозію ґрунтів, їх забруднення, зниження біологічної продуктивності природних пасовищних угідь, засолення і заболочування зрошуваних площ, відчуження земель для потреб сільського господарства, лісового господарства, а також житлового, промислового і транспортного будівництва. Для недопущення негативних наслідків слід досліджувати особливості ґрунтоутворюючих процесів в деструктурних едафотопах степу під впливом наприклад штучного водоймища з визначеними макро- та мікроморфологічними характеристиками**.**

Аналіз досліджень та публікацій.Проблемам ґрунтоутворюючих процесів у деструктивних едафотопах степового Придніпров'я присвячено наукові праці відомих вітчизняних вчених - О.Ф. Мочалова, О.А. Ярілової, К.С. Арінушкіна. Л.П. Вадюніна, О.М. Ревуть, О.П. Бакаревія, А.В. Кречун [7-13].

Постановка завдань. Завдання дослідження - виготовлення прозорих шліфів з ґрунтів непорушеної будови, розшифровка шліфів під поляризаційним мікроскопом, аналіз хімічних особливостей ґрунтів (вміст гумусу), макроструктури ґрунту, аналіз водостійкості структурних агрегатів для дослідження екологічних та мікроморфологічних особливостей чорноземів біля штучного водоймища с. Андріївка Новомосковський район, Дніпропетровська обл.

Викладення матеріалу та результати. Степова зона займає доволі велику територію на південь від лісостепу, відрізняється великою неоднорідністю по протяжності від західних кордонів України до степів Алтайського краю включно. Вона розташована у відносно сприятливих кліматичних умовах, характеризується переважною більшістю чорноземних ґрунтів, інтенсивним сільськогосподарським виробництвом та найбільшою розореністю.

У степових умовах найбільш давніми системами землеробства були перелогова та підсічна. При перелоговій системі використані ділянки землі після виснаження залишались на тривалий час, при підсічній на коротший термін. Поступово кількість вільних земель зменшувалась, строк перелогу (перерви між посівами) все скорочувався і, врешті решт, дістався одного року. Так виникла парова система землеробництва з двох- або трипольним посівообігом. Однак така посилена експлуатація ґрунту без внесення добрив разом з невисокою культурою агротехніки сприяли поступовому зниженню врожайності та якості продукції.

Життєва необхідність поставила суспільство перед задачею відновлення ресурсів ґрунту. З середини минулого століття почалось промислове виробництво мінеральних добрив, внесення яких компенсувало елементи живлення рослин, відчужуваних з врожаєм.

Зростання населення та обмеженість площ, придатних для землеробства, висунули на передній план проблему меліорації (покращення) ґрунту. Меліорація направлена, в першу чергу, на оптимізацію водного режима. Території надлишкового зволоження й заболочування осушуються, в аридних районах проводиться штучне зрошування. Окрім цього, ведеться боротьба з засоленням ґрунтів, кислі ґрунти піддають вапнуванню, солонці гіпсують, відновлюють та рекультивують площі гірничих видобувань, кар'єрів, відвалів. Меліорація поширюється і на висоякісні ґрунти, що підносить їхню родючість ще вище.

У результаті людської діяльності виникли абсолютно нові типи ґрунтів. Наприклад, у результаті тисячорічного зрошування в Єгипті, Індії, державах Центальної Азії створено міцні штучні наносні ґрунти з високим запасом гумуса, азота, фосфора, калія і мікроелементів. На великій території лесового плато Китаю працею багатьох поколінь створені особливі

· © Городюк О.В., 2013

антропогенні грунти - хейлуту. У деяких країнах більше сотні років проводилось вапнування кислих грунтів, які поступово були перетворені в нейтральні. В особливий тип культурних грунтів перетворились грунти виноградників південного берегу Крима, що використовуються більше ніж дві тисячі років. Відвойовані моря та перетворені у плодородні землі змінені узбережжя Голландії.

Набули широкого розмаху роботи з упередження процесів, які руйнують ґрунтове покриття: створюються лісозахисні насадження, споруджуються штучні водоймища та іррігаційні системи.

Досліджувана територія знаходиться поблизу села Андріївна Новомосковського района Дніпропетровської області. Зволоження - атмосферне. Грунт - чорнозем звичайний.

Степова трав'яниста рослинність в Україні, про що свідчать палінологічні дослідження (Артюшенко, 1970), на протязі голоцена і до теперішнього часу не змінювалв межі свого розповсюдження, хоча її флористичний склад постійно змінювався.

Недоторкана степ та лугово-степова рослинність на Україні в теперішній час збереглась лише в заповідниках «Михайлівська цілина» (Сумська область), «Стрільцовский степ» (Луганська область), «Хомутовськи степ» (Донецька область), « Кам'янні могили» (Запорізька область), «Асканія-Нова» (Херсонська область).

До розорення степів степова рослинність всюди покривала не зайняті лісом водороздільні простори від північної границі лісостепу до узбережжя Чорного та Азовського морів, а в Криму- до підніжжя Кримських гор.

Велика протяжність степових територій у меридіанальному та широтному напрямках обумовили флористичну неоднорідність степової рослинності, що підкорена зонально-провінціальним закономірностям.

Лугові степи менш гігрофільні. Поряд з різнотрав'ям велику питому вагу в них займають такі ксерофільні злаки, як ковилі вузьколисті, типчак, тонконог та ін. У минулому серед лугових степів були значно розповсюджені степові чагарники: степова вишня, терн, бобівник, шипшина та ін.

Степове Придніпрів'я розташоване в границях зони означених степів (Лаврененко, 1940). Тут формуються *різнотрав'яно-типчаково-ковильні* степи (Грибова, Исаченко, Лавренко, 1980). Основу травостоя на водорозділах і похилих схилах утворюють щільнодерновинні, переважно ковилі: Stipa Lessingiana, Stipa zalesskii, Stipa ucrainica, Stipa tirsa, Stipa capillata.

З дрібнодерновинних злаків - *типчак* (Festuka valesiaca). Для багатьох асоціацій плакорів характерний короткокореневий Bromopsis riparia, Poa angustifolia. Широко представлено різнотрав'я: Paeonia tenuifolia, Crambe tataria, Salvia nutans, Limonium platyphyllum, Salvia austriaca, Jurinea multiflora, Achilea millefolium та ін.

Серед геміефемероідів - Adonis wolgensis, Bellevalia sarmatica, Serratula xeranthemoides. Эфемероиды - Poa bulbosa, Gagea pussilla, Gagea bulbifera, Tulipa schrenkii, Tulipa biebersteiniana, Hyacinthella leucophaea, H. pallasiana, Ornithogalum gussonei, Crocus reticulates. Эфемеры присутствуют в небольшом числе особей, из них встречаются: Holosteum umbellatum, Arenaria serpyllifolia, Alyssum desertorum, Erophila verna, Draba nemorosa, Viola kitaibeliana, Androsace elongate, Veronica verna.

Напівчагарники ростуть одиничними екземплярами і куртинами - Artemisia austriaca, Kochia porostrata, Caragana frutex, Amugdalus nana, Spiraea crenata.

У даний час більша територія степових угідь розпахана. Від, в минулому мальовничих, степів лишились місцями на схилах балок пасовища.

Чорноземна територія України відноситься до атлантико-континентальної області помірного кліматичного пояса (Алісов, 1956, 1959), що визначає найбільш загальні риси її клімата. Однак велика протяжність території за шириною та довжиною обумовлює значні зміни кліматичних умов як з півночі на південь, так і з заходу на схід. Ці відмінності обумовлені, по-перше, величиною (100-120 ккал/см^2) сонячної радіації, яка залежить від географічної широти місцевості, по-друге, циркуляційними процесами в атмосфері.

Клімат чорноземної території України формують три головні типи повітряних мас: сухі континентальні східноєвропейсько-азіатські; помірно теплі вологі північно-західні - атлантичні; теплі південно-західні - середньоземноморські.

Домінуючий вплив перших поширюється на південно-східні райони і майже на всю

центральну (право- і лівобережну) лісостепову і степову частини чорноземної території України, що обумовлює тут формування континентального клімата з нестійким зволоженням і частіше повторюванними засухами.

Атлантичні повітряні маси в границі чорноземної території України заходять з північного заходу, що впливає на західний лісостеп, який простягається до північного сходу від підніжжя Карпатських гір. У зв'язку із цим тут формується помірний теплий вологий клімат, близький до клімату Центральної Європи.

Південно-західні райони степу (від заходу до Дністра) і степова частина Крима знаходяться в зоні впливу середньоземноморських повітряних мас, які обумовлюють тут формування відносно більш м'якого клімата, ніж в інших частинах степу.

Такими є загальні фізико-географічні закономірності формування клімата чорноземної території України, які визначають суттєві регіональні відмінності у властивостях грунтів і в структурі ґрунтового покриття, вони дозволяють виділити три грунтово-біокліматичні фації: 1) західну лісостепову - вологу; 2) центрально-українську лісостепову й степову - помірно континентальну; 3) південно-західну степову - теплу й вологу.

Основні ґрунтоутворюючі породи на всій чорноземній території України – леси та лесовидні породи (Соболєв, 1935), які суцільним чохлом покривають міжрічкові простори, схили, а також стародавні тераси річкових долин. Потужність лесових порід коливається від декількох метрів до 20-25 м, збільшуючись на нізинах і зменшуючись на височинах. Лесова товщина порід розгалужується похованими (погребенними) грунтами на три-чотири стратиграфічних яруса (Заморій, 1961)

Підстілюються леси червоно-бурими щільними глинами. Лише в річкових долинах, на морських терасах, у Волино-Подолії, а також на сильноеродованих ділянках Донецької та Приазовської височин, де через денудацію черво-бурі глини розмиті, лесові породи залягають або на аллювіальних відкладеннях (в річкових долинах), або на дочетверткових породах (глинах, песках, вапняках, масивно-кристалічних пордах та ін.).

Механічний склад лесів в районах, що прилягають до Полісся, крупнопилеватий легко-, середньосуглинистий, на південь та на південний схід поступово обважується, та стає на Причорноморській низовині і Приазовській височині глинистим. Ця закономірність порушується на терасах великих рік і на плато вздовж долини Дніпра в середній та нижній його течіях. Тут леси опесчанені, механічний склад - легко- та середньо суглинний. При віддаленні від Дніпра на 10-12 км опесчаненність лесів зменшується.

Лесам України повсюдно властива висока карбонатність. Кількість карбонатів коливається від декількох відсотків до 20-30 (Гринь, 1969); варіювання їхнього складу не пов'язано з зональними фізико-географічними умовами: леси північних районів містять майже стільки карбонатів (10-15 %), скільки і леси південних районів (10-18 %). Як показує Г.С. Гринь, це свідчить про спільність їхніх джерел, головним з яких, з великою долею ймовірності, є процес утвореня чорнозему. У профіл лесової товщини карбонати розподілені однотипно: головні їхні акумуляції приурочені до під гумусових горизонтів сучасних та погребенних грунтів.

Завдяки карбонатності лесові породи володіють низкою цінних фізичних та фізико-хімічних властивостей - високою мікроагрегативністю, хорошою водопроникненістю, нейтральною або слаболужною реакцією.

Досліджувана територія знаходиться приблизно 2-3 км села Андріївка за байраком Глибокий Дніпропетровської області біля штучного водоймища.

Макроморфологічна характеристика ґрунтового разрізу (*ЕВ ИВ*1)



Рис. 1

H_0 0-2 см - підстилка з напіврозкладених залишків трав'янистих рослин.

H_1 0-6 см - темного кольору, кореновонасичений трав'янистими рослинами, рихлий добре агрегований, структура пилувато-грудкувата

H_2 6-35 см - перехід по щільності і кореневонасиченності - більш щільний. Гумусний горизонт темного кольору. Структура пилувато - горіхувата, добре оструктурений.

H_3 35-59 см - гумусний горизонт темного кольору, перехід по щільності, агрегований, структура горіховута. Кореневонасиченність падає.

Нр 59-67 см – перехід по кольору - темний горизонт, світліший від

попереднього. Агрегований – горіхувата и плитчаста структура.

Ph 67-91 темно-палевого кольору, світліший від попереднього, перехід по кольору. Горизонт закипання. Щільний, структура призматична. Рідке, поодиноке крупне коріння. По ходах коріння затікання гумуса. У пустих ходах-порах, верхніх горизонтів знаходиться тонка гумусна маса. Окремі плями білоглазки.

P>91 см - Материнська порода лесів. Рідке, поодиноке крупне коріння. По ходах коріння затікання гумуса. В пустих ходах-порах також тонка гумусна маса. Рясні плями білоглазки, поодинока слепишина. Структура плитчаста.

Мікроморфологічна характеристика грунтового розрізу (*ЕВИВ1*)

Речовинний и кількісний склад мінеральних зерен в низ по профилю не змінюється. Змінюється плазма (гумусо-глиниста; глинисто-гумусо-карбонатна; карбонатно-глинисто-гумусна), порові характеристики - з глубиною падають та змінюються. Також з глубиною зменшується доля викидів пгрунтової мезофауни і збільшуються мікроагрегати, а також з'являються блоки.

H_1 0-6

Добре агрегований рихлий горизонт з багатьма свіжими рослинними залишками. За кольором - темний.

Мікробудова - плазмена.

Скелет складається з зерен кварца и польових шпатів. Чисельно перебільшують дрібні зерна мінералів, невелика кількість средніх и лише одиничні зерна великі за розміром. Форма зерен різноманітна, але в переважній більшості - округла. У ґрунтовій масі, розташовані нерівномірно, без будь-яких закономірностей.

Гумусо-глиниста плазма. Гумус чорний, равномірно просякає основу и маскує глинисту частину. Гумони в скупченнях. Глиниста частина - с двопреломленням, без орієнтації.

Горизонт добре агрегований. Значна частина агрегатів представлена викидами фітофагів. Агрегаи як прості так і складні, також варіює їхній розмір. У наявності різноманітні агрегати за розмірами.

Гумус мулового типу. Гуміфікована речовина дисперсно и рівномірно поглинена фракціями грунту. Велика кількість свіжих рослинних залишків.

Велику частину площі шліфа займають міжагрегатні пори.

H_2 6-35

Однорідний горизонт темного кольору з поодинокими, світлими мікрозонами. Як і попередній горизонт - добре агрегований, але трохи щільніше. Рослинних залишків значно менше. Мікро-будова - плазмена.

Скелет складається з зерен кварца і польових шпатів. Чисельно перебільшують дрібні зерна мінералів, невелика кількість середніх і лише поодинокі зерна великі за розміром. Форма зерен різноманітна, але в переважній більшості - округла. У ґрунтовій масі, розташовані нерівномірно, без будь-яких закономірностей.

Гумусо-глиниста плазма. Гумус чорний, рівномірно просякає основу. Гумони нерівномірно расподілені в ґрунтовій масі. Глиниста частина - з двопреломленням, наявні окремі світлі мікрозони. Це, швидше всього, пов'язано з підкопувальною діяльністю грунтових тварин. Островне орієнтування.

Збільшується кількість великих агрегатів. Доля дрібних агрегатів-викидів ґрунтової мезофауни, в порівнянні з попереднім горизонтом падає. Упаковка і між агрегатна відстань - зменшується.

Гумус мулового типу. Гуміфікована речовина дисперсно і рівномірно поглинена фракціями грунту. Кількість рослинних залишків - значно падає.

Доля порового простору зменшується. Так як у в попередньому горизонті - основну площу займають між агрегатні пори.

H_3 35- 60

Мікробудова - плазмена.

Скелет складається із зерен кварца і польових шпатів. Чисельно перебільшують дрібні зерна мінералів, невелика кількість середніх і лише поодинокі зерна великі за розміром. Форма зерен різноманітна, але в переважній більшості - округла. У ґрунтовій масі, розташовані нерівномірно, без будь-яких закономірностей.

Гумусо-глиниста плазма. Гумус чорний, рівномірно просякає основу і маскує глинисту частину, наявні мікрозони з великою інтенсивністю забарвлення в чорний колір. Гумони в скупченнях. Глиниста частина - з двопреломленням, орієнтація крапчаста і островна.

Гумус мулового типу. Гуміфікована речовина дисперсно і рівномірно поглинена фракціями грунту. Гумони неоднорідно розподілено в ґрунтовій масі.

Агрегований горизонт. Агрегати і блоки в деяких випадках мають різну щільність і клад речовини. Мікроагрегати більш старі ніж у верхніх горизонтах, через що починають ростріскуватися або укрупнюватися з іншими.

До між агрегатних пор добавляються тріщини, міжблокові, округлі замкнені пори та каналовидні.

Hp 59-70

За забарвленням світліше від попередніх. Неоднорідний горизонт - з ділянками темними, добре забарвленим гумусом и більш світлими мікрозонами з переважною більшістю глинистої частини та кальцита.

Мікробудова - плазмена.

Скелет складається з зерен кварца і польових шпатів. Чисельно перебільшують дрібні зерна мінералів, невелика кількість середніх і лише поодинокі зерна великі за розміром. Форма зерен різноманітна, але в переважній більшості - округла. У ґрунтовій масі, розташовані нерівномірно, без будь-яких закономірностей.

Глинисто-гумусо-карбонатна плазма. Гумус чорний, нерівномірно просякає основу і маскує, наявні мікрозони з великою інтенсивністю забарвлення в чорний колір. Гумони в скупченнях, неоднорідно розташовані в ґрунтовній масі. Глиниста частина - з двопреломленням, орієнтація крапчаста й островна. Зерна кальцита при схрещених ніколях, представляють собою суцільну масу, що слабо світиться.

Агрегований горизонт, мікро агрегати різноманітні за величиною, в більшості випадків з чіткими краями.

Гумус мулового типу. Гуміфікована речовина дисперсноі не ріавномірно распределена в мікрозонах грунту. Гумони неоднорідно распределені в ґрунтовій масі.

Пори міжагрегатні, каналовидні, округлі і замкнуті. У деяких порах є свіже коріння.

Ph 70-90

Забарвлення в основному бурого кольору, наявні деякі гумусирувані мікрозони темного кольору.

Мікробудова - плазмена.

Скелет складається з зерен кварца і польових шпатів. Чисельно перебільшують дрібні зерна мінералів, невелика кількість середніх і лише поодинокі зерна великі за розміром. Форма зерен різноманітна, але в переважній більшості - округла. В ґрунтовій масі, розташовані нерівномірно, без будь-яких закономірностей.

Карбонатно-глинисто-гумусна плазма. Кальцит при схрещених ніколях, значно підсвічують ґрунтову масу. Глиниста плазма - с двопреломленням, рівномерно орієнтирована, в деяких випадках орієнтування - порове. Гумус чорний, гумони нерівномірно распределені в ґрунтовій масі.

З’являються округлі пори з дрібнозернистого кальцита по стінках. У деяких випадках вони поєднюються каналовидними порами.

P 90

Схожий горизонт з попереднім, за виключенням того, що зменшується кількість темнозабарвлених мікрозон.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Своєрідні умови грунтоутворення в степовій зоні визначаються непромивним типом зволоження, материнською грунтоутворюючею породою, в переважній більшості складається з лесів і лесовидних суглинків, що містять до 20% $CaCO_3$, помірно-континентальним кліматом, гуматний типом обміну, насиченістю поглинаючого комплексу, наявністю степової трав'янистої рослинності, що поставляє в грунт велику кількість органічних речовин, збалансованістю процесів мінералізації і конденсації органічних речовин, сприяє накопиченню в грунтах гумусу. Мікроморфологіческая екологія - нова галузь екології грунтів дає можливість проникнути в глибинні процеси грунтоутворення і на основі існуючих, добре документованих матеріалів,

наблизитися до розшифровки шляхів еволюції і генезису лісових грунтів в степу а також вплив штучних водойм на степові грунти. Знання специфіки лісового грунтоутворення в степу вкрай необхідно для розробки, використання і розширення масштабів лісомеліоративних прийомів оптимізації степовій середовища, для збереження наявного потенціалу природних лісів, для відновлення і управління їх біологічним розмаїттям. Розшифровка екологічного грунтоутворення в степу вкрай необхідно для розробки, використання і розширення масштабів лісомеліоративних прийомів оптимізації степовій середовища, для збереження наявного потенціалу природних лісів, для відновлення і управління їх біологічним розмаїттям. У даний час, коли планується створення додатково 1,5-1,8 млн га штучних полезахисних лісових насаджень, доскональні знання екологічної сутності процесів грунтоутворення є невід'ємною частиною лісового грунтознавства - найважливішого розділу степового лісознавства теоретичної основи степового лісорозведення.

Список літератури

1. **Диліс М.В.** Основи біогеоценології. - М., Вид-во Моск. ун-ту, 1978. - 152 с.
2. **Добровольский В.В.** Введение в микроморфологию почв / М:,1974. - С. 24-39.
3. **Грінченко А.М.** Исследования плодородия почв Украины. - Харьков, 1960.
4. **Фридланд В.М.** Черноземы СССР (Украинской). - М.: «Колос», 1981.
5. **Алексеев В.Е.** Микроморфологическое исследование черноземов севера Молдавии / В кн. «Вопросы исследования и использования почв Молдавии» // Сб. 5. Кишинев.
6. **Волынский И.С.** Определение рудных минералов под микроскопом. Госгеолиздат. М., т. I-III, 1947-1949.
7. **Горбунов Н.И., Филиппова З.В.** Изготовление шлифов. В кн. «Методы минералогического и микроморфологического изучения почв». М., Изд-во «Наука», 1971.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 330.1

В.П. ХОРОЛЬСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., К.Д. ХОРОЛЬСЬКИЙ, магістр
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДОЛОГІЯ І МЕТОДИ УПРАВЛІННЯ АДАПТАЦІЄЮ ІННОВАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ НА ПІДПРИЄМСТВАХ ГРУПИ «МЕТІНВЕСТ»

Досліджено методи управління адаптацією інноваційних процесів до вимог кон'юнктури ринку, щодо якості сировини. Розроблено методологію питань управління адаптацією інноваційних процесів.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В сучасних умовах для модернізації вітчизняної економіки адаптивність економічних систем є головною умовою їх виживання у після кризовий період розвитку промислових підприємств гірничо-металургійного комплексу (ГМК), їх збереження і розвиток у конкурентному середовищі. Одним з шляхів адаптації підприємства ГМК до змін умов зовнішнього і внутрішнього середовищ є виконання менеджментом підприємств Групи «Метінвест» програми інноваційного розвитку до 2020 року. Промислові підприємства, реалізують інноваційний процес, стикаються з рядом проблем, пов'язаних з недостатнім методологічним дослідженням питань управління адаптацією інноваційних процесів. Відсутня єдина теоретико – методологічна база інноваційного розвитку підприємств ГМК до 2025 року. Об'єктивні труднощі практичної реалізації інноваційного процесу на підприємствах ГМК, залежність інноваційних проектів від багатьох факторів внутрішнього і зовнішнього середовища, поглиблюються за рахунок відсутності загальноприйнятого підходу до визначення таких економічних категорій як інновація, інноваційний процес, інноваційний потенціал підприємства. Крім того, підприємства ГМК не в повній мірі орієнтовані на впровадження інновацій, у тому числі і за відсутності джерел фінансування, не дивлячись на те, що саме інноваційний розвиток спонукає до набуття конкурентних переваг. У цих умовах набувають актуальність дослідження в сфері методології і методів управління адаптацією інноваційних процесів на підприємствах Групи «Метінвест», що і визначило напрямок наукових досліджень кафедри «Інноваційного менеджменту і управління бізнес – процесами» КЕІ ДВНЗ «Криворізький національний університет».

Аналіз досліджень та публікацій. Серед робіт авторів, що внесли найбільш суттєвий внесок у формування уявлень про інновації та інноваційні процеси, як про наукові категорії слід

© Хорольський В.П., Хорольський К.Д., 2013

виділити роботи таких вчених як Н. Д. Кондратьєв, Й. Шумпетер, І. Ансофф, П. Ф. Друкер, М. Портер та інших [1], [2]. Питанням стратегічного управління інноваційною діяльністю на підприємствах ГМК України присвячені наукові роботи Є.К. Бабця, С.О. Жукова [3], В.П. Хорольського, С.О. Харіна [4], в яких обговорюються питання характеристик інноваційних процесів як об'єктів управління .

У той же час велика кількість теоретичних, методологічних, методичних і прикладних питань все ще не знайшли рішень або вимагають подальших досліджень.

Постановка завдання. У сучасній літературі з менеджменту відсутнє однозначно прийняте усіма авторами трактування понять «інновація», «інноваційний процес», «інноваційне підприємство», «інноваційно - активне підприємство». Суттєва різниця в розумінні і тлумаченні вченими змісту основних категорій, що описують інноваційний процес, утруднюють формування методології управління інноваційним процесом на підприємствах Групи «Метінвест».

Дослідження в сфері оцінки і аналізу невизначеності інноваційного процесу націлені на визначення і кількість вимірів рівня ризиків інноваційних проектів, тобто процесу в цілому. Відсутність єдиного методологічного підходу, направленого на визначення рівня ризику на кожній стадії інноваційного процесу, суттєво перешкоджають управлінню середніми та національними інноваційними проектами реструктуризації галузі. У працях вітчизняних вчених велику увагу приділено проблемі аналізу інноваційного потенціалу підприємства, що включає в собі кількісні оцінки і результати якісного аналізу. При цьому частина показників піддається формалізації і кількісному виміру, а інші показники не можливо формалізувати, що гальмує розвиток методології досліджень характеристик підприємств ГМК, які впливають на його інноваційну активність. На наш погляд не достатньо вивчені та розроблені питання пріоритетності антикризового управління на основі інновацій. Складність і значні проблеми в сфері управління інноваційними процесами на підприємствах ГМК України, недостатня дослідженість методологічних і практичних питань визначили цілі і задачі наших досліджень.

Метою статті є розвиток методології і методів управління адаптацією інноваційних процесів на публічних акціонерних товариствах Групи «Метінвест».

Викладення матеріалу та результати. Спочатку сформулюємо наступні концептуальні основи управління адаптацією інноваційних процесів в економічних системах:

Адаптивність - закономірна властивість будь-якої господарчої системи. Адаптивність виступає як одна із найважливіших системних властивостей і може бути розглянутою в якості закономірної. Задача удосконалення управління при керуванні адаптацією нами поставлена, як задача оптимального синтезу систем з керуванням: при заданих вихідних параметрів і множині зовнішніх впливів побудувати систему управління інноваційним процесом, яка буде відповідати заданій поведінці системи, що задовольняє критеріям якості управління, тобто досягненню цільових показників шляхом побудови пристосування до змін зовнішніх впливів і змін внутрішнього середовища.

Адаптація може бути інноваційною та неінноваційною. Адаптація може виконуватись за допомогою стандартних дій, тоді вона не пов'язана з інноваціями. Якщо в діяльності підприємства та його системи управління виникають або використовуються нові рішення з метою пристосування до нових умов середовища, то така адаптація стає інноваційною. Якщо для підприємства, наприклад ПАТ «ЦГЗК», буде обґрунтована можливість і достатність використання лише існуючих на підприємстві технічних і організаційних рішень, то додаткові заходи щодо адаптації у цьому випадку будують не інноваційними. Якщо, в результаті аналізу технологічних рішень, щодо збагачення пісків (хвостів), тобто внутрішніх факторів і виконання замовлення цеху огрудкування з метою одержання підвищення якості концентрату (масова частка заліза до 68,3 %) - зовнішні фактори, які віднесемо до інноваційних рішень, то такі додаткові заходи адаптації будуть носити характер інноваційної адаптації.

Інноваційна адаптація має подвійну природу. Інноваційна адаптація - адаптація інноваційних рішень і процесів до умов діяльності підприємства ГМК, так і пристосування підприємства до різних змін з використанням інновацій. Сформулюємо принцип методології управління адаптації інноваційних процесів, який відрізняється від існуючих тим, що базується на основі аналізу альтернативних варіантів розподілу ресурсів підприємства ПАТ «ЦГЗК» між інноваційними процесами виробництва концентрату з масовою часткою заліза більше 68 % і існуючими технологіями збагачення виробництва концентрату з масовою часткою заліза до 65,7 %, і оцін-

ки можливостей використання зовнішніх та внутрішніх факторів для своєчасного виконання «портфеля» замовлень.

Реалізація даної методології, щодо прийняття рішень, пов'язаних з виробництвом n- сортів в концентрату з масовою часткою заліза відповідно 65,7 та 68,3% з врахуванням стадії інноваційного процесу і стадії життєвого циклу технології збагачення бідних магнетитових руд [5]. Рішення по управлінню адаптацією приймаються топ- менеджерами підприємства ГМК на основі аналізу альтернативних варіантів розподілу ресурсів і компетенції персоналу збагачувальної фабрики між інноваційними процесами і існуючими стандартними для даного підприємства господарською діяльністю.

Якщо розглядати публічне акціонерне товариство (ПАТ) з позиції структурного аналізу його життєвого циклу, то об'єм продажу продукції за останні десять років свідчить , що підприємство виробляє *n*-сортів концентрату, які відповідають портфелю замовлень фабрики огрудкування і металургійних замовлень України [6].

На рис. 1 наведено життєвий цикл підприємства ПАТ «ЦГЗК» з використанням технологій збагачення магнетитових руд: крива S_1 - концентрат сорту А2 і кривій S_2 - відповідає інноваційна продукція сорту А1. Концентрат А1 адаптивний до вимог технологічних процесів фабрики огрудкування з характеристиками: вміст загального заліза - 68,2%, вміст вологи - 10, 0 % і вміст класу (-0,056 мм) відповідно 94,5 % відповідає ПАТ «ЦГЗК» ринкового сегменту концентратів з вмістом масової частки заліза 68,3 %.

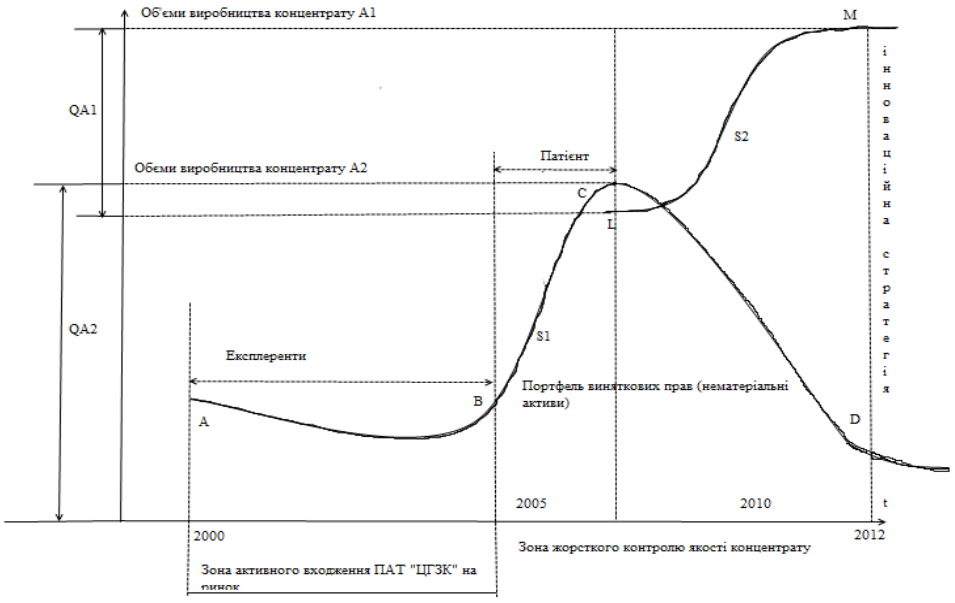


Рис. 1. Життєвий цикл підприємства з S_1, S_2 – технологіями виробництва LM- S_1–крива виробництва інноваційної продукції (концентрат А1) ABCD – траекторіявиробництва концентрату А2

Аналіз життєвого циклу підприємства ПАТ «ЦГЗК» , щодо виробництва концентрату сортів А1 та А2 за допомогою різних S_1,S_2 – технологій показав наступне:

розвиток підприємства ПАТ «ЦГЗК» за період ринкових трансформацій точка А, починаючи з експлерентного (піонерного) розвитку бізнесу, перейшов в зону патієнтної адаптації (крива S1, відрізок ВС) і зменшення (деякого незначного спаду) виробництва концентрату адаптивного до умов металургійних заводів України;

починаючи з точки С до точки D підприємство ПАТ «ЦГЗК» створило зону жорсткого контролю виробництва концентрату, що відповідає вимогам стандарту підприємства СТП «ЦГЗК» -3-2-2005 «Руда магнетитова» [7,8,9], СТП «ЦГЗК» -3.4-2007 «Концентрат для фабрики обгрудкування і постачання споживачам». Ця зона характеризується віолентним (монополістичним) розвитком і в цій зоні підприємство створює портфель виняткових прав на свою інноваційну продукцію. Щоб не перейти в зону комутантів (середнячків) підприємство в 2003-2007 рр. адаптувало інноваційні технічні і організаційні рішення до вимог внутрішнього портфеля замовлень фабрики обгрудкування в наступних сферах: продукції; технологій; основних засобів; організації виробництва й управління; логістики та якості. Отже, концентрат А2 (крива S_1) лише

відповідає оцінці «гірше цільових показників», що привело до пошуку додаткових заходів адаптації бізнесу до нових умов ринку, щодо виробництва окотишів. Отже, основою для інноваційної адаптації (крива S_2) слугує виробнича ситуація – неможливість досягнення цілей в умовах дії відомих внутрішньогосподарських і зовнішніх факторів. Підприємство ПАТ «ЦГЗК» спочатку сформувало умови для реалізації інноваційної продукції - нового бізнесу, пов'язаного з виробництвом і продажем офлюсованих обкотишів з вмістом масової частки заліза 63,91%[6]. У процесі інноваційної проектної реструктуризації технологічних процесів збагачення руд якість концентратів в 2010 р. зросла на $\Delta\beta_{конц}$=2,5% (між сортами концентратів А1 та А2), а якість обкотишів в процесі інноваційної адаптивності до вимог ринку збільшилась на $\Delta\beta_{ок.}$=3,94%.

Кривій S_2 - відповідає інноваційна стратегія переходу на якісно новий вид виробництва концентрату за рахунок збільшення компетенції персоналу щодо підприємництва і мотивації топ-менеджерів до розробки і впровадження різного типу інновацій (продуктових С1 і технологічних С2, організаційно-управлінських С3, алокаційних С4)[1].

Механізм управління адаптацією інноваційних процесів для підприємства ГМК Групи «Метінвест» схематично наведено на рис. 2.



Рис. 2. Структура механізму управління адаптацією інноваційних процесів на підприємстві ГМК

У процесі адаптації інноваційних процесів до господарської діяльності підприємства реалізується ряд інноваційних стратегій рудопідготовки на різних стадіях виробництва концентрату, шляхом впровадження інтелектуальних систем управління якістю промпродуктів, розкриттям мінерального зерна до класу - 0,056 мм, адаптивного,багаторівневого управління магнітними сепараторами, дешламаторами і процесом фільтрації [5]. Для виконання інноваційної адаптації технологічних процесів збагачення, огрудкування і опалення, нами розроблена модель фінансового забезпечення розроблених стратегій адаптації інноваційних стратегій.

Така модель дозволяє змоделювати процес фінансування інноваційного процесу на підприємствах ПАТ «ЦГЗК», ПАТ «Півн.ГЗК», які випускають стандартну продукцію та інноваційну продукцію. Модель фінансування інноваційної діяльності може слугувати менеджерам підприємства для визначення коштів, об'єму продукції, вираженого в ринкових цінах в момент часу t.

Для визначення прийняття управлінських рішень при реалізації інноваційного процесу і вибору найбільш раціональної стратегії адаптації інновацій до господарської діяльності публічного акціонерного товариства слушна наступна умова

$$\frac{d\Gamma_{об}}{dt} = Q_m \frac{P}{P_o + P} - \frac{BB}{t_1} + 33_i - \frac{33_i}{t_{cr}} - (K_{const} + K_{інн}) - \frac{P}{t_s} \to \max \quad (1)$$

$$\frac{dP}{dt} = K\frac{\Gamma_{об}}{t_1} - Q_m \frac{P}{P_o - P} \to \min, \quad (2)$$

де $d\Gamma_{об}/dt$ - об'єм грошових оборотних коштів $\Gamma_{об}$ в момент часу t, Q_m - об'єм виробництва концентрату сортів А1,А2; $Q_m\left(P/\left(P_o + P\right)\right)$ - кількість продукції, яку постачають металургійним заводам; P_o - кількість готового концентрату А1, визначеного у ринкових цінах на момент t початку виробництва інноваційного продукту; ВВ/t_1- виробничі затрати; 33_i - об'єм зовнішніх запозичень; $33_i/t_{cr}$ - виплати за кредитами; $1/t_{cr}$ - кредитна ставка; K_{const} - сума капітальних вкладень власних коштів на виробництво стандартної продукції А2; $K_{інн}$ - сума капітальних вкладів власних коштів на виконання інноваційного процесу (виробництво продукції А1); P/t_s - затрати на збереження готового продукту на складі, виражені у ринкових цінах; $1/t_s$ - частка оборотних коштів, необхідних для збереження 1 т готової продукції в одиницю часу; dP/dt - кількість

готової продукції на складі, визначена у ринкових цінах у момент часу t; $K(\Gamma_{об}/t_1)$ - кількість продукції, яка надходить на склад і виражена у ринкових цінах.

У розробленій моделі капітальні вкладення представлені як сума капітальних вкладень на виробництво стандартної продукції K_{const} і суму капітальних вкладень на виконання інноваційного процесу (у тому числі на виробництво інноваційної продукції) $K_{\text{інн}}$.

У модифікованій моделі прийняті такі умови і припущення:

зовнішні запозичення були використані лише в процесі реструктуризації виробничої системи;

стандартна продукція А2 споживається металургійними заводами, інноваційна продукція А1 надсилається на фабрику огрудкування для виробництва лише інноваційної продукції - окотишів;

витрати трандакції з'являються лише в процесі реалізації інноваційного проекту реструктуризації виробничої системи підприємства ПАТ «ЦГЗК».

З метою оптимізації прийняття управлінських рішень щодо реалізації інноваційного процесу і вибору оптимальної стратегії адаптації інновацій до господарської діяльності підприємства, в моделі враховані умови прямування до максимальної величини об'єму коштів і мінімальної величини запасу концентрату на складі. Розроблена модель фінансового забезпечення інноваційної діяльності підприємства представляє інтерес для менеджерів-аналітиків у процесі розробки стратегій адаптації інноваційних проектів до вимог зовнішнього середовища, до продукції публічних акціонерних товариств Групи «Метінвест».

Висновки та напрямок подальших досліджень. Усучасних умовах післякризового управління підприємствами гірничо- металургійного комплексу одним із шляхів адаптації публічних акціонерних товариств до змін умов зовнішнього оточення і внутрішнього середовища є виконання підприємством інноваційних процесів.

У результаті проведення досліджень визначені методи управління адаптацією інноваційних процесів на промисловому підприємстві.

Розроблено концептуальні основи управління адаптацією продукції в умовах високої конкуренції, дали змогу, на основі життєвого циклу підприємства, розробити механізми управління адаптацією інноваційних процесів, побудувати моделі фінансування інноваційної діяльності підприємства.

Розроблену модифіковану математичну модель рекомендовано для використання менеджерами Групи «Метінвест» для фінансового забезпечення розроблених стратегій адаптації інноваційного процесу.

Список літератури

1. Основы инновационного менеджмента. Теория и практика: Учебник / **Л.С. Барютин** и др., под ред. **А.К. Казанцева, Л.Э. Миндели**. 2-е изд.перераб. и доп. – М.: ЗАО «Издательство «Экономика», 2004 .- 518 с.

2. Инновационноеразвитие: экономика , интелектуальныересурсы , управлениезнаниями / Под ред. **Б.З. Мильнера**.- М.: ИНФРА – М., 2010. - 624 с.

3. **Бабец Е.К., Горлов Н.И., Жуков С.А**. Ситуационное управление технологическими процессами добычи и переработки руд (производственный менеджмент): Монография.- Днепропетровск: Наука и образования, 2001. - 289 с.

4. **Хорольський В.П., Харін С.А.** Іноваційний менеджмент корпоративних підприємств гірничо–металургійного комплексу. Монографія .- Дніпропетровськ: НАУКА І ОСВІТА, 2008. - 406 с.

5. **Хорольський В.П.** Інтегроване інтелектуальне управління технологічними процесами в економічних системах корпоративних підприємств гірничо- металургійного комплексу // Під редакцією **В.П. Хорольського** Монографія. - Дніпропетровськ: Січ, 2008. – 448 с.

6. **Хорольський В.П.**, **Хорольська О.В.** Концептуальне управління капіталоємкими інноваційними проектами виробництва продукції на гірничозбагачувальних підприємствах // Економіка: проблеми теорії та практики. Зб. наук. праць. Вип. 176. - Дніпропетровськ: ДНУ, 2003. - С. 123-132.

7. Сборник: Технико- экономические показатели горнодобывающих предприятий Украины в 1990-2000 гг. Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2002 - 179 с.

8. Сборник: технико- экономические показатели горнодобывающих предприятий Украины в Сборник: технико-экономические показатели горнодобывающих предприятий Украины в 2009-2010 гг. Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2011. - 304 с.

9. Офіційний сайт ПАТ «ЦГЗК» - інформація про фін.показники /[Електронний ресурс].- режим доступу http://cgok.metinvestholding.com/ua.

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 532.5 (075.8)

А. А. ЛАПШИН*, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УЛУЧШЕНИЕ ЭКОЛОГИИ В МЕСТАХ ДОБЫЧИ И ХРАНЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ

В статье приведен анализ экологической ситуации в в районах добычи и переработки железных руд в Криворожском железорудном бассейне. Основным источником пылевыделения является эрозия почв на отвалах карьеров и в штабелях руды на открытых складах. Приведены теоретические зависимости для определения условий сдувания пылевых частиц и интенсивности пылевыделения.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Разработка рудных месторождений и переработка добытого сырья сопровождается загрязнением окружающей среды пылью не только на промплощадках горных предприятий, а и на территориях жилых массивов.

Анализ исследований и публикаций Как свидетельствуют исследования, проведенные по определению загрязнений воздуха в пределах санитарных зон шахт и карьеров Кривбасса, концентрации пыли при наличии ветра больше 4 м/с превышают допустимые величины [1]. Высокое загрязнение пылью происходит вблизи отвалов вскрышных пород, а также в местах хранения горной массы на открытых складах. Основной причиной загрязнения атмосферы пылью является ветровая эрозия, при которой происходит сдувание пыли с открытых поверхностей горной массы и перенос ее в атмосферу.

Изложение материала и результаты исследований. Наблюдения свидетельствуют, что интенсивность сдувания пыли зависит от физико-химических свойств рудной массы, определяемых крупностью, влажностью и слипаемостью частиц, а также от скорости ветра над поверхностью штабелей. В табл. 1 представлены параметры открытых рудных складов предприятий Кривбасса[2].

Как видно из табл. 1, площадь штабелей достигает 20,0 тыс. м^2, содержание пылевых фракций в среднем составляет 8-10 %, а влажность горной массы 2,5-3,5 %, что отвечает условиям сдувания пыли и загрязнения атмосферы. Воздействие ветра на поверхность открытых штабелей приводит к срыву пылевых частиц, подъему их от поверхности и распространению в атмосфере промплощадок и за их пределами. При этом сдуванию препятствуют аутогезионные силы, формирование физико-химическими свойствами частиц и масса частиц. Условие отрыва частиц с поверхности штабелей может быть записано в таком виде

$$F_л + F_п \geq \eta \cdot (F_{аут} + P), \quad (1)$$

где $F_л$ - лобовое давление, развиваемое ветром, Н/м^2; $F_п$ - подъемная сила при отрыве частиц, г/м^2; η - коэффициент трения; $F_{аут}$ - аутогезионные силы, Н/м^2; P - давление частиц, Н/м^2.

Если учесть, что для условий пылевых частиц $F_л >> F_п$, а $F_{аут} >> P$, тогда условие отрыва можно записать так

$$F_л \geq \eta \cdot F_{аут} \quad (2)$$

Лобовое давление при обдуве частиц определяется по формуле

$$F_л = C_л \cdot \rho \cdot S_м \cdot U^2/2, \quad (3)$$

где $C_л$ - коэффициент лобового сопротивления частиц; $S_м$ - миделево сечение частиц, м.

Таблица 1

Параметры открытых складов и свойств руд сохраняемых в штабелях

Предприятия	Параметры открытых складов			Площадь поверхности штабеля, м^2	Количество пылефракций,%	Влажность руды, поступающей на склад, %
	высота ссыпания, м	длина склада, м	ширина штабеля в основании, м			
СевГОК	15	120	45	7000	8,8	2,7
ЦГОК	17	110	43	6500	7,4	2,4
ш. Первомайская	12	310	40	18000	7,6	2,6
ш. им. Ленина	16	320	44	16000	10,3	3,2
ш. им. Орджоникидзе	20	85	45	5600	6,4	2,9
ш. Гвардейская	18	300	50	15000	11,4	3,6

* © Лапшин А.А., 2013

ш. Юбилейная	15	192	30	70	9,4	3,3
ш. им. Фрунзе	16	275	38	23000	10,3	3,8
ш. Октябрьская	20	130	48	7500	8,6	4,0
ш. Родина	16	350	45	12000	11,4	3,9
ш. Гигант	20	280	50	12000	11,6	3,5
ш. № 2 им. Артема	-	-	-	2000	9,3	4,4

Особого обсуждения заслуживают входящие в формулу (3) коэффициент лобового сопротивления и скорость ветра. Как известно, коэффициент лобового сопротивления зависит от числа Рейнольдса, которое в свою очередь зависит от скорости воздушного потока. Следовательно, сдувание ветром пыли связано со структурой пограничного слоя и распределением скорости в этом слое. Однако, необходимо отметить, что пограничный слой, достаточно изученный в замкнутых системах, будет отличаться своими особенностями в неограниченных пространствах.

Во-первых, шероховатость поверхности промплощадок отличается непостоянством. Например, складирование горной массы самосвалами и думпкарами приводит к образованию рельефа с выступами более 1 м.

Во-вторых, наличие такого рельефа приводит к возмущению потока в самом пограничном слое, развитию турбулентности и увеличению лобового давления ветра. Учитывая особенности рельефа и соблюдая закономерности структуры пограничного слоя будем полагать, что в диапазоне чисел Рейнольдса для расчета коэффициента лобового сопротивления применимы формулы [3].

Скорость ветра в пограничном слое целесообразно определять по формуле [4]

$$U_z = U\cdot(lgZ/Z_o)/lgZ_1/Z_o, \quad (4)$$

где U_1 - скорость ветра на высоте Z_1, м/с; Z=0,1 м - условная толщина пограничного слоя; Z_o = 0,01 м - шероховатость поверхности штабеля; Z_1=1,5 м - высота замера скорости ветра.

Так, при U=5 м/с и других заданных выше параметров, а также с учетом (4), а также принимая, что $R_e=V\cdot d/y$ и $S_м=\pi\cdot d^2$ лобовое давление при обдуве частиц можем записать для турбулентного режима

$$F_л = 0{,}06\cdot\pi\cdot\rho\cdot d^2\cdot(U\cdot(lnZ/Z_o/lnZ_1/Z_o)), \quad (5)$$

Перечисленные формулы позволяют получить зависимость для расчета сил аутогезии, которые удержали бы частицу от срыва с поверхности штабеля. Коэффициент трения согласно экспериментальных данных равен [5], а для расчетов принимаем η=0,43-0,90, тогда величина аутогезионной силы сцепления частиц, которая протидействует сдуваниюпри турбулентном потоке будет равна

$$F_{аут} = 0{,}3\cdot\rho\cdot d^2\cdot(U\cdot(lnZ/Z_o/lnZ_1/Z_o)), \quad (6)$$

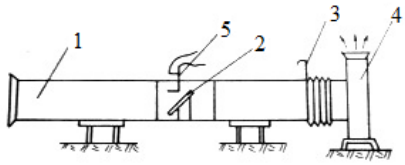


Рис. 1. Схема аэродинамической установки: *1* - аэродинамический канал; *2* - кювета с рудой; *3* - шибер; *4* - вентилятор; *5* - пневмометрическая трубка

Для определения критических скоростей, при которых происходит сдувание пыли с поверхности горной массы различной влажности, а также для установления интенсивности сдувания были проведены экспериментальные исследования на аэродинамической модели [6], (рис. 1).

Результаты лабораторных опытов обрабатывались на ЭВМ. В результате корреляционно-регрессионного анализа получен ряд уравнений, за основу принято уравнение гиперболической зависимости, т. к. коэффициент корреляции данной кривой самый высокий. Полученные коэффициенты регрессий и корреляции приведены в табл. 2.

Таблица 2

Коэффициенты регрессии гиперболической зависимости

Вид кривой	Влажность руды, %	Коэффициент корреляции	Коэффициенты регрессии		
			A	B	C
$Y = AX^2 + BC + C$	сухая	0,79	0,4204	6,9227	-20
$Y = AX^2 + BC + C$	1,0-2,0	0,98	0,4030	2,630	-11,2
$Y = AX^2 + BC + C$	2,0-3,0	0,94	0,3510	0,2729	-2,6931
$Y = AX^2 + BC + C$	3,0-4,0	0,995	0,2420	0,9330	-6,7273
$Y = AX^2 + BC + C$	4,0-5,0	0,975	-0,0225	5,0183	-21,6289

$Y = AX^2 + BC + C$	5,0-6,0	0,73	-0,0075	1,0850	-8,0560

По результатам исследований построены графики зависимости интенсивности сдувания пыли с поверхности руды различной влажности от скорости воздушного потока (рис. 2).

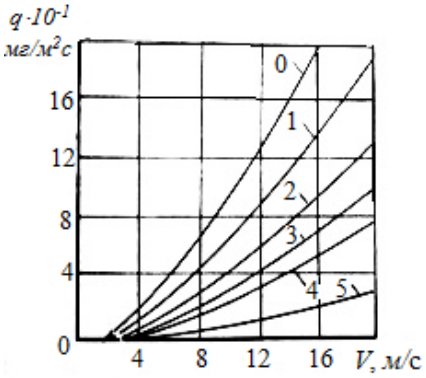


Рис. 2. Графики зависимости интенсивности сдувания пыли от скорости воздушного потока: 0, 1, 2, 3, 4, 5 соответственно сухая, 1 – 2 %, 2 – 3 %, 3 - 4 %, 4 -5 %, 5-6 % влажности

Из графиков явствует, что интенсивность сдувания функционально зависит от скорости воздуха и влажности руды, что можно выразить зависимостью вида

$$q_1 = 1{,}5 \cdot K_в \cdot e^{-0{,}25 \cdot \varphi}, \quad (7)$$

Загрузка складов, постоянное обнажение новых поверхностей отгрузке руды со складов, быстрое высыхание поверхностного слоя в теплое время года и большие скорости ветров способствуют не только пылевыделению при сдувании, но и интенсификации процесса во времени. Это имеет большое значение при решении вопроса о принятии мер по предупреждению сдувания. Для установления фактора продолжительности воздействия ветра на количество сдуваемой пыли были проведены исследования на рудах Криворожского бассейна влажностью φ = 1,5-2,0 %, отобранных с поверхностей штабелей . Результаты опытов были обработаны на ЭВМ.

По результатам опытом построены графики зависимости количества унесенной пыли от времени воздействия ветра (рис. 3). Из графиков видно, что наибольшее количество пыли сдувается ветром в первые 15-30 минут обдува. Это позволяет рекомендовать принимать защитные противоэрозийные меры сразу после окончания загрузки или еще лучше в период загрузки складов.

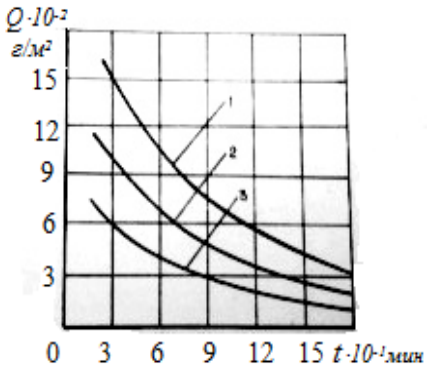


Рис. 3. Графики зависимости количества унесенной пыли от времени воздействия ветра: 1 - V = 15 м/с; 2 - V =10 м/с; 3 - V = 5 м/с

Визуальные наблюдения в модели и результаты опытов показали, что для руд с различной влажностью существуют две скорости сдувания пыли $V_н$ и $V_{кр}$, соответствующие начальной и критической стадиям сдувания. При $V_н$ начинается срыв отдельных пылинок, а при $V_{кр}$ происходит массовый унос поверхностного слоя. Значения для руд различной влажности приведены в табл. 3, на которые следует ориентироваться при расчетах аутогезионных сил, препятствующих сдуванию пыли с поверхности штабелей. В связи с тем, что средние скорости ветров на территории Кривбасса превышают начальную скорость сдувания пыли и близки к критическим скоростям массового уноса, что свидетельствует о повсеместном пылевыделении.

Используя результаты экспериментальных данных, можно определить суммарное количество пыли, сдуваемое с поверхности штабелей в течение определенного времени.

$$Q_С = 0{,}3 \cdot q_i \cdot S_М \cdot K_Н \cdot t, \quad (8)$$

где q_i - удельная сдуваемость пыли с поверхности i-го штабеля, мг/м²с; $S_м$ - максимальная площадь поверхности штабеля, м²; $K_н$=0,18 - коэффициент нестационарности с учетом климатических условий [7].

Значение q_i определяется по формуле (7). Исходя из опыта эксплуатации открытых складов и статистических данных по их загрузке, средняя площадь складируемого материала за год составляет около 30 % от максимально возможной. Так, например, для шахты «Гвардейская» средняя площадь складируемого материала за год составляет 4350 м. Тогда для открытого рудного склада ш. «Гвардейская» суммарный выброс пыли вследствие сдувания ветром, рассчитанный по формуле (8), составляет $Q_С$ = 195,3 т/год.

Таблица 3

Начальная и критическая скорости сдувания пыли с поверхности руды

Влажность руды, φ, %	Начальная скорость, $V_н$, м/с	Критическая скорость, $V_{кр}$, м/с
сухая	2,2-2,5	4,5-5,0

1,0-2,0	3,0-3.3	6,0-6,3
2,0-3,0	3,5-4,0	6,5-7,0
3,0-4,0	4,1-4,3	7,5-7,7
4,0-5,0	4,5-5,5	8,0-9,0
5,0-6,0	7,5-8,0	10,0-12,0

Выводы и направление дальнейших исследований. Технологические процессы переработки горной массы на промплощадках сопровождаются пылевыделением, основным источником которого является эрозия почв на отвалах карьеров и в штабелях руды на открытых складах. Запыленность атмосферы на промплощадках и за их пределами превышает предельно-допустимые величины. Интенсивность сдувания пыли с поверхностей штабелей зависит от физико-химических свойств горной массы, формирующих аутогезионные силы сцепления частиц и скорости ветра в приземном слое, превышение критических значений которого приводит к разрыву аутогезионных связей и дефляции частиц. Дальнейшие исследования будут направлены на разработку мероприятий по улучшению экологической ситуации на горных предприятиях с использованием шахтных вод.

Список литературы

1. **Лапшин А. Е.** Оценка эффективности гидрообеспылевания технологических процессов на горных предприятиях/ **Александр Егорович Лапшин**. // Разраб. рудн. месторожд., 1996. – Вып. 59. – С. 106-110.

2. **Лапшин А. Е.** Исследование процесса сдувания пыли с поверхности руды на открытых складах шахт. / **Лапшин А. Е., Слюсаренко В.Г., Гацкий А. К.** // Разраб. рудн. месторожд., 1994. – Вып. 55. – С. 142-149.

3. Справочник по рудничной вентиляции/. − М.: Недра. – 1988. –С. 65 – 85.

4. **Берлянд М. Е**. Прогноз и регулирование загрязнения атмосферы./ Берлянд М. Е. – Л.: Гидрометеоиздат, 1985 – С. 31-40.

5. **Зимон А. Д.** Адгезия пыли и порошков / **Зимон А. Д.** – М.: Химия, 1976.

6. А.с.: СССР №1214704 С 09 К 3/22, 1986. Пылесвязывающий состав универсин.

7. Методика расчета выбросов вредных веществ карьеров с учетом нестационарности их технологических процессов / ВНИИВТГ. – Кривой Рог, 1964 – С. 27-33.

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 519.7.004.94

Н.А. ХАРАДЖЯН[·], канд. пед. наук, доц., КПІ ДВНЗ "Криворізький національний університет"
О.А. ХАРАДЖЯН, канд. техн. наук, доц.
Запорізький інститут економіки та інформаційних технологій, Кривий Ріг

ОСОБЛИВОСТІ РОЗРОБКИ ІНТЕРАКТИВНИХ ІНТЕРФЕЙСІВ У СКМ SAGE

Розглядаються особливості побудови інтерфейсів системи комп'ютерної математики SAGE. Також наведено особливості реалізації інтерактивних інтерфейсів, які обумовлені структурою системи SAGE. Розглянуто реалізацію елементів інтерфейсів інтерактивних моделей для дослідження складних систем.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Протягом останніх десятиріч спостерігається тенденція до інтеграції багатьох сфер людської діяльності, відбувається синтез різних галузей науки. Зокрема, системи комп'ютерної математики (СКМ) впевнено займають місце в діяльності науковців, спрямованої на впровадження та застосування інформаційних технологій для розв'язання різноманітних задач.

Зростаюча складність досліджуваних процесів і явищ дала поштовх до формування поняття про складні динамічні системи, дослідження та аналіз яких в межах традиційної парадигми є надзвичайно ускладненими. Це зумовлено тим, що система має властивості, які не існують у її елементів, а також нестаціонарністю системи та наявністю великої кількості додаткових процесів. Моделі складних систем характеризуються великою розмірністю, їх аналіз базується на широкому використанні як методів аналізу так і методів моделювання.

У більшості випадків моделювання складних систем доцільно виконувати за допомогою систем комп'ютерної математики (СКМ). Більшість СКМ мають стандартний набір можливостей:

основні математичні об'єкти: поліноми, ряди, раціональні функції, вирази загального виду, вектори, матриці;

системи використовують цілі, раціональні, дійсні, комплексні числа;

є декілька режимів роботи, що доповнюють один одного: редагування, діагностика, діалог,

· © Хараджян Н.А., Хараджян А.Н., 2013

протокол роботи;

присутній зв'язок із засобами розробки програм: можливі підстановки, обчислення значень, генерація програм, використання бібліотек;

використовуються інтерфейси для зв'язку з офісними пакетами, базами даних, графічними програмними засобами і т.п.

Аналіз досліджень і публікацій. Системи комп'ютерної математики умовно можна поділити на дві великі групи: поширювані на комерційній основі та вільно поширювані. До першої групи - можна віднести, зокрема, MathCAD, Mathematica, Matlab, Maple, Statistica, до другої - SAGE, Maxima, MathPiper та інші.

В останні роки все більшої популярності набувають мережеві надбудови над існуючими системами комп'ютерної математики - Web-СКМ, застосування яких надає можливість виконання обчислень у середовищі Web-браузера (за технологіями AJAX та JSP), мобільний доступ до обчислювальних програм та даних.

Зникнення потреби виконання установки обчислювального ядра Web-СКМ на клієнтській машині розв'язує проблему інсталяційної бази та ліцензування програмного забезпечення. Представниками класу мережевих систем комп'ютерної математики на сьогодні є MathCad Application Server, MapleNet, Matlab Web Server, webMathematica, wxMaxima та SAGE [4].

Постановка завдання. З урахуванням вищезазначених особливостей систем комп'ютерної математики поставлено задачу: розробити моделі з інтерактивними інтерфейсами для моделювання складних систем з урахуванням особливостей СКМ Sage.

Викладення матеріалу та результати. Sage є безкоштовним вільнопоширюваним середовищем математичних обчислень для виконання символьних, алгебраїчних та чисельних розрахунків, інтерфейс та ядро якого написані мовою програмування Python. SAGE об'єднує можливості популярних математичних програм та бібліотек, таких як PARI, GAP, GSL, Singular, MWRANK, NetworkX, Maxima, Sympy, GMP, Numpy, matplotlib [5].

Web-сторінка з робочим листом та його основними елементами представлено на рис. 1.

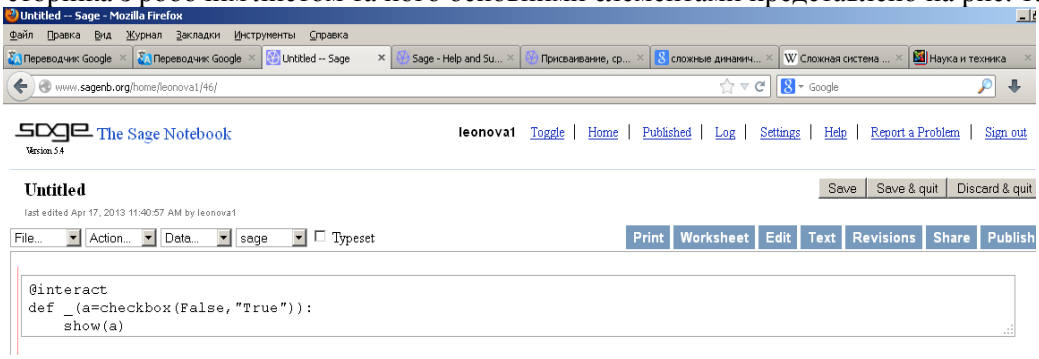


Рис. 1. Відкритий робочий лист

З даними робочого листа можна працювати у режимах *Рабочий лист*, *Редактировать* та *Текст*.

Режим *Рабочий лист* –режим перегляду та виконання математичних розрахунків.

Режим *Текст* служить для відображення даних робочого листа (завдань, команд та результатів) у текстовому (нерозміченому) форматі.

В основному режимі роботи користувач має можливість ввести у прямокутну комірку команду чи програмний код для виконання математичних розрахунків та переглянути результат обчислень.

Виконання обчислень у комірці розпочинається при натисканні комбінації клавіш <Shift>+<Enter> або вибору посилання «evaluate». Під коміркою з'явиться індикатор виконання обчислень на сервері Sage. По завершенню обчислень під коміркою відображається результат обчислення або повідомлення про помилку.

Результати обчислень можуть бути подані у текстовому форматі (за замовчуванням) або у природній математичній формі.

Розробка моделі у СКМ SAGE, як і у будь якій іншій системі має дві сторони: розробка безпосередньо математичних методів та розробка інтерфейсу з користувачем.

Як показано вище, СКМ SAGE має специфічний web-інтерфейс, що накладає особливості на взаємодію користувача з моделлю або програмою обчислень:

комірки обчислюються послідовно;

у кожній комірці можливо створити тільки один обробник подій інтерфейсу користувача;
створення додаткових вікон неможливо;
елементи управління повинні бути створені (описані) до початку виконання програми.

Не зважаючи на дані обмеження, особливості інтерфейсу дозволяють гнучко використовувати можливості мови HTML та Tex для відображення результатів обчислень.

Визначення кожного елементу управління здійснюється мовою Python за допомогою декоратора @interact, після якого ключовим словом def оголошується функція створення інтерфейсу та обробник подій від елементів інтерфейсу. Аргументами функції є змінні, яким присвоєно результат виконання функції, що відповідає за створення елементу управління.

Елементи управління:

повзунок

```
slider(vmin,vmax,step_size,default,label,display_value),
range_slider(vmin,vmax,step_size,default,label]),
```

прапорець

```
checkbox(default,label),
```

меню вибору

```
selector(values,label,default,nrows,ncols,width,
buttons)
```

«Поле для введення»

```
input_box(default,label,type,width,kwargs),
```

«Комірки для введення»

```
input_grid(nrows,ncols,default,label,to_value=lambda
x:x,width),
```

«Поле вибору кольору»

```
color_selector(default,label,widget,hide_box),
```

У всіх елементах управління у полі label можливо використання HTML тегів, що дозволяє створювати адекватні математичні підписи до елементів.

Елементи управління можливо використовувати одночасно, наприклад

```
@interact
def f(begin=input_box(default="2",label="Початковий проміжок часу"),

      end=input_box(default="200",label="Кінцевий проміжок часу"),
      step=input_box(default="2",label="Крок"),
      c=selector(["","Дерева","Радіальна","Далі"],\
      label="Форма графу",buttons=True),
      ):
```

Фрагмент створеної комірки наведено на рис. 2. А особливості відображення елементів інтерфейсу наведено на рис. 3-4.

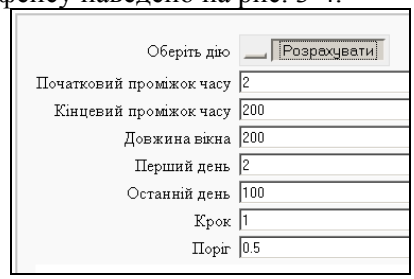


Рис. 2. Інтерфейс моделі для введення початкових даних

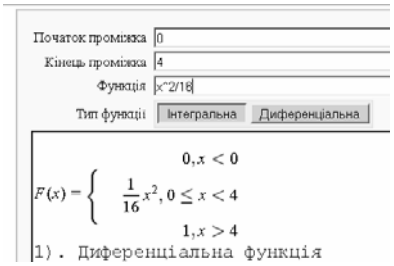


Рис. 3. Відображення даних у математичній нотації

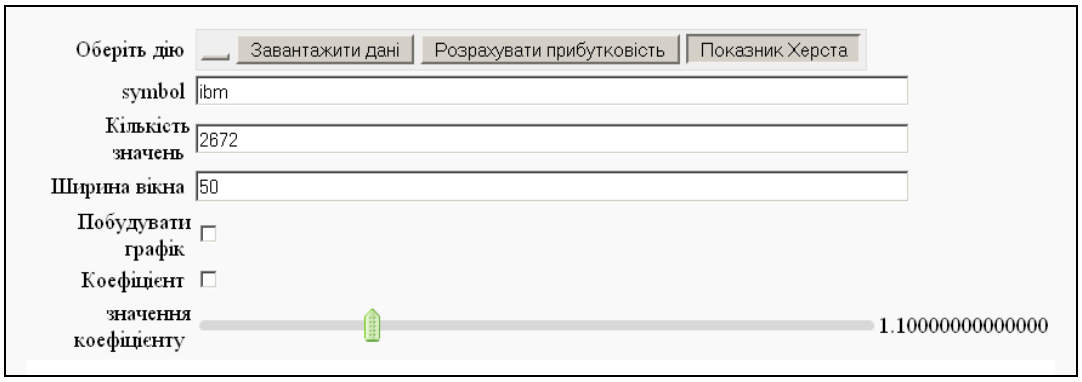


Рис. 4. Інтерфейс програми мультифрактального аналізу детрендованих флуктуацій

Елементи управління можливо розміщувати тільки на початку комірки. Це обумовлено архітектурою СКМ SAGE: після початку обчислень код програми передається на сервер, який повертає, або сформований скрипт для формування елементів управління. Кожний елемент управління відправляє на сервер інформацію про свій стан і тільки після отримання цієї інформації виконується функція-обробник даного інтерфейсу. Дана архітектура не дозволяє чергувати елементи управління і результати обчислень. Однак структуру елементів управління можна змінити з урахуванням значень елементів управління даної комірки.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Архітектурні особливості систем комп'ютерної математики SAGE дозволяють створювати інтерактивні інтерфейси, зокрема інтерфейси для програм моделювання структурних характеристик складних динамічних систем. Практична значущість застосування інтерактивних інтерфейсів дозволяє підвищити якість створених моделей та компонентів СКМ SAGE.

Наведені інтерфейси моделей з серії моделей, що дозволяють досліджувати складні динамічні системи за допомогою різних сучасних підходів та парадигм [3].

Список літератури

1. Синергетичні та економічні методи дослідження динамічних та структурних характеристик економічних систем: монографія / [**В. М. Соловйов, В. Д. Дербенцев, О. А. Сердюк, О. Д. Шарапов**]. – Черкаси : Брама-Україна, 2010. – 287 с.

2. **Соловйов В. М.** Математична економіка : навчально-методичний посібник для самостійного вивчення дисципліни / В. М. Соловйов. – Черкаси, 2008. – 137 с.

3. **Хараджян Н. А.** Моделювання складних економічних систем / **В.М. Соловйов, В.В. Соловйова, Н. А. Хараджян** – Кривий Ріг : Видавничий відділ НМетАУ, 2010. – 119 с.

4. Sage: Open Source Mathematics Software [Electronic resource]. – Access mode : http://www.sagemath.org/.

5. /Stein W. Sage Programming Guide / Stein W., Joyner D. – 2008. – 86 p.

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 627.832

Д.В. ПОПРУГА[·], канд. техн. наук, доц., О.І. ВАЛОВОЙ, канд. техн. наук, проф.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОБЛЕМИ МОНІТОРИНГУ ТЕХНІЧНОГО СТАНУ БУДІВЕЛЬ І СПОРУД

Розглядаються основні проблеми діагностики технічного стану будівель та споруд. Аналізуються наукові основи побудови системи моніторингу та прогнозу технічного стану будівель і споруд.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Значна кількість випадків катастрофічного руйнування будівель та споруд, що відбуваються в останні роки у різних державах незалежно від рівня їх розвитку, говорить про гостру необхідність застосування новітніх технологій діагностики та моніторингу будівель та споруд.

Існуючі підходи діагностики носять локальний, руйнівний характер та спираються, в першу чергу, на візуальному та міцностному контролях з відбором проб матеріалу та вивченням конструктивного виконання окремих конструктивних елементів шляхом розкриття вузлів, захисних шарів та інше. Виконуючи локальний контроль, можна не визначити головний механізм та причини вразливості об'єкту до впливу можливих навантажень [1].

Аналіз останніх досліджень. Дослідженню конструкцій та споруд, що підлягають підсиленню, присвятили свої роботи А.Я. Барашиков, С.В. Бондаренко, Б.А. Боярчук, Г.В. Гетун, О.Б. Голишев, О.Ю. Єрьоменко, О.Д .Журавський, І.В. Задорожнікова, П.І. Кривошеєв, Є.Ф. Лисенко, Г.А. Молодченко, Л.А. Мурашко, Й.П. Новаторський, Р.С. Санжаровський, П.О. Сунак, Г.Н. Хайдуков, О.Л. Шагін, В.С. Шмуклер, А. Касассбех, Г.В. Чанг, Л.М. Лі, М.А. Максур і багато інших.

Постановка задач досліджень. Перед авторами було поставлене завдання проаналізувати сучасні системи моніторингу і діагностики технічного стану будівель та основні проблеми пов'язані із цим.

Методика та результати досліджень. Технічний стан будівлі - це сукупність якісних і кількісних показників, що характеризують експлуатаційну придатність будівлі та її частин порів-

· © Попруга Д.В., Валовой О.В., 2013

няно з їх гранично допустимими значеннями.

Стан окремих конструкцій будівель і споруд визначається ступенем їх пошкодження та зносу. Оцінювання технічного стану конструкцій проводиться з метою встановлення небезпеки їх руйнування, тобто ступеня її критичного стану, а також можливості подальшого використання конструкції (з підсиленням або без нього). Це оцінювання проводиться на основі натурного огляду, інструментальних досліджень, а також перевірних розрахунків або випробувань.

Перед інженерами-будівельниками стоїть завдання оцінювання технічного стану та надійності, розв'язання питання про можливість їх подальшої нормальної експлуатації або реконструкції й підсилення. Розв'язання поставлених завдань пов'язане з обстеженням конструкцій будівель та споруд, результати якого дають змогу підготувати відповідні рекомендації. На їх основі інженери-проектувальники розробляють необхідні конструктивні рішення.

Важливою складовою частиною комплексу робіт з оцінювання технічного стану конструкцій та будівель і споруд у цілому є обстеження. Метою обстеження є встановлення реальної несучої здатності й експлуатаційної придатності будівельних конструкцій та основ для використання цих даних при визначенні їх надійності, необхідності підсилення і розробленні проекту реконструкції.

Традиційно обстеження будівельних конструкцій складається з трьох основних етапів:

початкове ознайомлення з проектною документацією, робочими та виконавчими кресленнями, актами на приховані роботи;

візуальний огляд об'єкта, складання плану обстеження будівлі або споруди, проведення комплексу досліджень неруйнуючими методами;

аналіз стану споруди і розроблення рекомендацій до усунення виявлених дефектів [2].

Існуючі підходи діагностики носять локальний, руйнівний характер та спираються, в першу чергу, на візуальному та міцностному контролях. Ідеальною схемою діагностики є відтворення на реальному об’єкті з реальними умовами впливу проектуємих навантажень, або пропорційно зменшених навантажень в межах чутливості апаратури. Найбільш небезпечними та найменш вивченими навантаженнями є динамічні, що потребують використання сучасних комп’ютерних технологій для постійного моніторингу стану існуючих будівель та споруд [1].

Сучасні методи визначення категорії деформаційного (технічного) стану конструкцій будівель, ґрунтуються на традиційному їх обстеженні і успішно використовуються для звичайних будівель і споруд, але економічно малопридатні для висотних будівель в силу надмірної трудомісткості і високої вартості виконання великого об'єму обстежень.

У зв'язку з цим для висотних будівель виникає необхідність попереднього виявлення (ранньої діагностики) змін напружено-деформованого стану конструкцій і локалізації місць такої зміни з використанням інших методів, не пов'язаних з прямим доступом до несучих конструкцій і не вимагаючих істотних фінансових і трудових витрат для реалізації. Для таких цілей вже досить давно і особливо в останні 10-15 років використовуються динамічні методи зондування будівель і споруд, що ґрунтуються на вимірі періодів і логарифмічних декрементів власних коливань їх несучих конструкцій. Ця методика ґрунтується на аналізі зміни передатних функцій, побудованих для різних по висоті ділянок будівлі [3].

Актуальність проблеми моніторингу і останні тенденції інтенсивного будівництва в Україні великих будівельних об'єктів, у тому числі у рамках підготовки до відповідальних заходів (Євро-2012), визначили необхідність створення нових елементів забезпечення конструктивної безпеки. Одними з таких нових елементів є автоматизовані системи моніторингу і прогнозу технічного стану будівель і споруд.

Завдання і етапи створення системи моніторингу визначаються так, щоб максимально забезпечити відповідність основної мети системи моніторингу: контроль технічного стану будівельних конструкцій і рання діагностика виникнення небезпечних чинників, загрозливих механічній безпеці об'єкту.

Для досягнення вказаної мети при створенні системи моніторингу мають бути вирішені наступні завдання:

розробка моделі загроз;

виявлення особливостей конструктивних рішень об'єкту;

визначення складу контрольованих елементів;

визначення складу контрольованих параметрів;

розробка алгоритму і критеріїв ухвалення рішень за оцінкою поточного технічного стану об'єкту;

розробка алгоритму і критеріїв ухвалення рішень за прогнозом технічного стану об'єкту.

Відповідно до встановленої практики і вимог нормативно-методичних документів, система моніторингу технічного стану будівель розробляється на стадії проектування, встановлюється на етапі будівництва і використовується на етапі будівництва і експлуатації для контролю стану будівельних конструкцій.

На етапі проектування визначають модель загроз, реалізація яких може викликати погіршення технічного стану об'єкту. Модель загроз розробляється виходячи з місця розташування об'єкту (кліматичних і геологічних умов), конструктивних особливостей, функціонального призначення. При описі моделі загроз наводяться дані про можливі навантаження на проектований об'єкт. Модель загроз може включати наступні види природних і техногенних навантажень :

сейсмічна (вібраційна);

снігова;

вітрова;

експлуатаційна (навантаження від устаткування, людей);

кліматична.

На підставі моделі загроз визначають склад контрольованих параметрів, правила обробки і критерії оцінки технічного стану об'єкту.

Для визначення розрахункових(допустимих) значень контрольованих параметрів розробляється математична і комп'ютерна модель об'єкту з використанням сучасних засобів кінцево-елементного аналізу (ANSYS, Лира, MicroFe та ін.).

На підставі складу контрольованих параметрів має бути визначений конкретний склад вимірюваних фізичних величин (деформації, коливання, тиски та ін.) і устаткування системи моніторингу.

На етапі будівництва здійснюють установку устаткування системи моніторингу (датчики деформації, тиску, температури, акселерометри, тахеометри, датчики акустичної емісії). В процесі будівництва здійснюють моніторинг з використанням встановленого устаткування, результати якого порівнюють з отриманими значеннями контрольованих параметрів на основі математичного моделювання. Після закінчення будівництва має бути перевірена адекватність математичної моделі (при необхідності вона має бути відкоригована) і уточнені правила обробки результатів моніторингу і критерії ухвалення рішень (при необхідності).

Основним питанням при побудові системи моніторингу несучих конструкцій є питання про те, що треба контролювати, які параметри і елементи конструкцій є критичними і такими, що підлягають автоматизованому (автоматичному) контролю.

Однозначної відповіді на це питання існувати не може, оскільки, як правило, будь-яка несуча конструкція є відповідальною, у будь-якій конструкції може бути допущений або заводський брак при її виготовленні, або дефекти при виконанні будівельних робіт. Контроль абсолютно усіх конструкцій об'єкту не рентабельний і не доцільний, тому основною метою при розробці методики моніторингу об'єкту має бути визначення оптимального складу конструктивних елементів і параметрів контролю, який дозволить якнайповніше оцінити стан конструктивних елементів об'єкту.

Вибір оптимального складу конструктивних елементів і параметрів контролю здійснюється експертним шляхом індивідуально для кожного об'єкту. При цьому необхідно враховувати такі чинники, як відповідальність об'єкту, фінансові обмеження, місцезнаходження об'єкту, надійність проектних рішень. Чинники місцезнаходження (кліматичні і інженерно-геологічні умови знаходження об'єкту) і надійність проектних рішень (використання складних нетипових конструктивних вузлів, великих прольотів і консолей, неапробованих проектних рішень і матеріалів і так далі) визначають потенційні загрози, реалізація яких може спричинити погіршення стану конструктивних елементів або їх руйнування.

У основі вибору контрольованих елементів і параметрів повинен лежати ретельний аналіз конструктивних рішень об'єкту, потенційних загроз із застосуванням результатів математичного моделювання і інженерних розрахунків виникнення і розвитку небезпечних чинників.

В результаті цієї роботи формується таблиця з вказівкою наступної інформації : контрольований елемент, контрольований параметр, розрахункове значення контрольованого парамет-

ра, допустиме відхилення контрольованого параметра. Аналіз і обробка реєстрованих системою моніторингу параметрів може здійснюватися різними взаємно доповнюваними методами моніторингу і прогнозу технічного стану будівель і споруд.

Метод регресійного аналізу для виявлення і прогнозу негативних змін. Функціонування системи моніторингу технічного стану несучих конструкцій дозволяє відстежувати зміну поточного стану будівлі і накопичувати відповідний інформаційний банк даних. Результати роботи системи моніторингу є базою для здійснення прогнозу технічного стану об'єкту.

Використання регресійного аналізу дає можливість виявляти трендові залежності зміни контрольованих параметрів і прогнозувати зміну контрольованого параметра на заданий часовий інтервал з метою визначення майбутнього технічного стану об'єкту.

Використання методів математичного моделювання і прогнозних значень контрольованих параметрів, отриманих шляхом регресійного аналізу, дозволяє здійснити прогноз майбутнього стану об'єкту у разі, якщо не будуть прийняті заходи по відвертанню розвитку негативних процесів, що викликають зміну значень контрольованих параметрів.

Для визначення майбутнього технічного стану об'єкту з усієї сукупності контрольованих параметрів можуть бути узяті найбільш мінливі до протікаючих негативних процесів параметри, наприклад, параметр - крен фундаментної плити будівлі. Далі по цих параметрах визначають їх тренди (наприклад, тренд зміни крену з часом), екстраполюють трендові значення параметрів на заданий часовий інтервал (наприклад, прогнозують, яким буде крен через 5 років, ґрунтуючись на поточній швидкості його зміни) і визначають на основі даних екстраполяції параметрів прогнозні розрахункові значення параметрів (деформації, частоти, переміщення і так далі), що залишилися, за результатами математичного моделювання. Таким чином визначається уся сукупність прогнозних значень контрольованих параметрів і, порівнюючи їх з гранично допустимими значеннями, здійснюється оцінка майбутнього стану будівлі.

Метод багатофакторного аналізу виявлення і прогнозу технічного стану будівельних об’єктів. Багатофакторний аналіз є напрямом математичної статистики і ґрунтується на виявленні із статистичних даних загальних чинників, які найсильніше їх представляють.

Одним з різновидів факторного аналізу є метод головних компонентів, що ґрунтується на аналізі коваріаційної матриці статистичних даних, обчисленні власних значень і векторів.

Коваріаційна матриця показує міру взаємозв'язку статистичних даних; обчислення власних векторів коваріаціоної матриці дозволяє визначити нові змінні (чинники), які якнайповніше описують набір початкових даних.

Новою сферою застосування багатофакторного аналізу є моніторинг будівельних об'єктів. Системи моніторингу будівель здійснюють реєстрацію і запис статистичних даних, що є зміною контрольованих параметрів з часом. Ці статистичні дані підлягають подальшій обробці з метою отримання інформації про зміну і прогноз напружено-деформованого стану будівельного об'єкту.

Аналіз коваріаційної матриці контрольованих параметрів дозволяє судити про взаємозв'язок змін одних контрольованих параметрів або груп контрольованих параметрів відносно інших, а також виділити загальні чинники, відповідальні за такі взаємозв'язки. Аналіз коваріаційної матриці і контроль виділених чинників дозволяють вже на новому рівні судити про зміну напружено-деформованого стану будівлі, про надійність роботи датчиків системи моніторингу і точності реєстрації параметрів. Наприклад, деякі чинники можуть відповідати за напружено-деформований стан будівельних конструкцій або окремо взятих конструктивних елементів, і зміна цих чинників свідчитиме про зміну напружено-деформованого стану відповідних будівельних конструкцій. Виділення і контроль зміни чинників дозволить також скоротити об'єм оброблюваною системою моніторингу інформації, тим самим спростивши аналіз інформації і складність системи [4].

Висновки. Для ефективної оцінки технічного стану будівель та споруд традиційних методів контролю недостатньо. Існуючі підходи діагностики носять локальний, руйнівний характер та спираються, в першу чергу, на візуальному та міцностному контролях. Виконуючи локальний контроль, можна не визначити головний механізм та причини вразливості об’єкту до впливу можливих навантажень. Ідеальною схемою діагностики є відтворення на реальному об’єкті з реальними умовами впливу проектуємих або пропорційно зменшених навантажень.

Для аналізу технічного стану висотних будівель в останні 10-15 років використовуються динамічні методи зондування будівель і споруд, що ґрунтуються на вимірі періодів і логариф-

мічних декрементів власних коливань їх несучих конструкцій.

Достатньо новою, але досить ефективною, є система автоматизованого моніторингу технічного стану, що застосовується на етапі проектування, будівництва та експлуатації будівель і споруд.

Список літератури

1. **Нигметов Г. М.** Проблема мониторинга инженерной безопасности зданий и сооружений / Технологии гражданской безопасности, 2004, №2, URL: http://cyberleninka.ru/article/n/problema-monitoringa-inzhenernoy-bezopasnosti-zdaniy-i-sooruzheniy (дата обращения: 28.03.2013).

2. **Валовой О.І.** Проектування технологія та організація будівництва. Зведення і ремонт будівель та споруд. Том V "Реконструкція промислових будівель та споруд": Довідково-методичний навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком "Будівництво" / **О.І. Валовой**. - Кривий Ріг: Видавничий дім, 2009. - 480 с.

3. Особенности диагностики технического состояния несущих конструкций высотных зданий / Уникальные и специальные технологии в строительстве. – №1, 2004.

4. **Шахраманьян А.М.** Системы мониторинга и прогноза технического состояния зданий и сооружений. Теория и практика / Русский инженер. – №1 (28) – 2011. – с.54 – 64.

Рукопис подано до редакції 17.03.13
УДК 338.5: 658 (075.8)

В.П. ХОРОЛЬСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Д.В. ХОРОЛЬСЬКИЙ, аспірант,
М.О БАБЕНКО, магістр, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЕНЕРГОБЕЗПЕКА ПІДПРИЄМСТВ В ПРОМИСЛОВОСТІ І В БУДІВНИЦТВІ

Розглянуто проблеми енергобезпеки підприємств будівельної галузі в умовах після кризового розвитку, розроблено модель енергобезпеки ПАТ та алгоритм роботи системи енергоменеджменту публічного акціонерного товариства.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Енергетична безпека відіграє ключову роль щодо забезпечення конкурентоспроможності національної економіки і її галузей - будівельної та гірничо-металургійного комплексу, що функціонують на території Криворіжжя.

Збільшити конкурентоспроможність даних галузей на стратегічному періоді до 2020 р. можливо за рахунок проведення всеохоплюючої політики енергозбереження, шляхом здійснення структурної перебудови економіки щодо її енергозатратності, стимулювання упровадження енергозберігаючих технологій, енергоменеджменту, запровадження суворого обліку та контролю та енергоспоживанням усіх користувачів без винятку, здійснення корпоративного технологічного переоснащення усіх споживачів електроенергії, мотивації персоналу підприємств до впровадження інновацій в системі управління енергозабезпеченням підприємства.

Для вирішення проблеми енергозбереження на підприємствах будівельної галузі потрібно розробити та впровадити системи енергоменеджменту [1], які забезпечують системний підхід до управління енергоспоживанням. Під енергетичною безпекою підприємства слід розуміти ступінь захищеності його енергопостачання від зовнішніх і внутрішніх загроз в умовах нормального функціонування з урахуванням перспективи стратегічного розвитку до 2020 року, а також ступінь енергозабезпечення мінімально необхідних потреб в енергії в надзвичайних ситуаціях [2].

Аналіз досліджень та публікацій. Над науковою проблемою розробки методів управління енергозбереженням та енергобезпекою з метою стабільного розвитку підприємств будівельної та гірничо-металургійної галузей працює ряд вітчизняних вчених: Півняк Г.Г.[3], Микитенко В.В.[4], Гайдук В.М. [5], Гладій В.М [6].

Із впровадженням на підприємствах систем енергоменеджменту з'явилася можливість ефективного енергозбереження та підвищення енергетичної безпеки публічних акціонерних товариств (ПАТ) в умовах забезпечення їх після кризового сталого соціально-економічного розвитку.

Постановка завдання. На сучасному етапі розвитку функціонування корпоративних підприємств їх інноваційний розвиток в значній мірі визначається забезпеченням їх потреб у енергетичних ресурсах. Серед них важливу роль відіграє електроенергія. Від кількості і якості поставленої підприємству електроенергії залежить кількість і якість виробленої на підприємстві продукції, ефективність функціонування устаткування підприємства, ступінь інформаційного забезпечення підприємства, умови праці його працівників. Тобто рівень забезпечення корпора-

тивного підприємства електроенергією впливає на рівень його економічного розвитку, а отже, на рівень його економічної безпеки. Для криворізьких підприємств питомі витрати електроенергії на одиницю продукції значно вищі, ніж витрати в розвинених країнах [7]. Таким чином, енергетична складова повинна бути врахована в оцінці економічної безпеки ПАТ як значно впливаюча на собівартість виробленої продукції.

Метою статті є розробка та дослідження системи енергобезпеки підприємства будівельної галузі на основі впроваджених технологій енергоменеджменту.

Викладання матеріалу та результати. Визначимо п'ять чинників, які в даний час в найбільшій мірі впливають на рівень енергобезпеки ПАТ будівельної галузі, які можуть бути охарактеризовані наступними показниками:

кількісний рівень електропостачання (відношення фактичної кількості одержаної за місяць електроенергії до планової (заявленої));

рівень сплати за спожиту електроенергію (відношення фактичної суми сплати до виставленої енергозабезпечуючою організацією);

рівень втрат електроенергії в мережах підприємства (відношення кількості втраченої електроенергії в мережі підприємств до одержаної від енергозабезпечуючої організації електроенергії);

ступінь зношення енергоустаткування (відношення вартості зносу енергоустаткування підприємства до його первинної (відновленої) вартості);

стале відхилення напруги (відносна різниця між фактичною напругою в мережі і його номінальним значенням).

Модель енергобезпеки підприємства може бути записана у вигляді залежності

$$Y=f(x_1,x_2,x_3,x_4,x_5), \quad (1)$$

де Y - комплексний показник енергобезпеки підприємства, x_1 - кількісний рівень електропостачання; x_2 - рівень сплати за спожиту електроенергію; x_3 - рівень втрат електроенергії в мережах підприємства; x_4 - ступінь зношення енергоустаткування; x_5 - стале відхилення напруги від стандартних (нормативних) значень.

Для більш детального аналізу впливу чинників x_1,x_2,x_3,x_4,x_5 на Y-економічну безпеку нами проведений експертний аналіз ПАТ «Криворіжаглобуд»

В основу розробки експертних оцінок були покладені чинники загрози енергетичної безпеки підприємства і діючі на сучасному етапі в Україні нормативні документи, що визначають перелік показників для характеристики енергоефективності підприємства будівельної галузі, а також показники, що характеризують якість електричної енергії, яку отримує ПАТ галузі [8]. Результати наведені в табл. 1.

Аналіз чинників і показників виконувався за допомогою експертних оцінок. Кожному експерту пропонувалося оцінити досліджувані чинники за 100-бальною шкалою: 100 балів надати чиннику, що визначає рівень енергобезпеки підприємства будівельної галузі, 0 балів - чиннику, що не робить на нього впливу, решту чинників оцінити проміжними балами.

Таблиця 1

Показники, що характеризують певну загрозу енергетичній безпеці

Загроза	Показники, якими характеризується	
	найменування	як визначається
Відсутність електроенергії	Частота відключень електроенергії	Кількість відключень електроенергії протягом місяця
	Час одного відключення	Середня тривалість одного відключення протягом місяця
	Тривалість провалу напруги	Тривалість спаду напруги
Недостатня кількість одержуваної електроенергії	Кількісний рівень електропостачання	Відношення фактичної кількості одержаної за місяць електроенергії до планової (заявленої)
	Рівень втрат електроенергії в межах підприємства	Відношення кількості втраченої електроенергії в мережі підприємства до одержаної від енергопостачальної організації електроенергії
Незадовільна якість одержуваної електроенергії	Встановлене відхилення напруги	Відносна різниця між фактичною напругою мережі і номінальною напругою
	Розмах зміни напруги	Відносна різниця між двома сусідніми змінами напруги

Зростання тарифів на електроенергію	Індекс зростання тарифів на електроенергію	Відношення середнього тарифу на електроенергію за попередній місяць до поточного значення тарифу
Незадовільний стан енергоустаткування підприємства	Ступінь зносу енергоустаткування	Відношення вартості зносу енергоустаткування підприємства до його первинної (відновленої) вартості
Низька ефективність енергозберігаючої діяльності	Частка витрат на енергозберігаючі заходи	Питома вага витрат на енергозберігаючі заходи в собівартості продукції
Недостатня кількість фінансових коштів у підприємств	Рівень сплати спожитої електроенергії	Відношення фактичної суми оплати до виставленої енергопостачальною організацією

Відповідно з енергетичною стратегією України одним із самостійних напрямків електробезпеки держави та її підприємств у коротко і довгостроковій перспективі є енергозбереження [9].

Під енергозбереженням будемо розуміти реалізацію правових, організаційних, наукових, виробничих, технічних і економічних засобів, які направлені на ефективне використання енергетичних ресурсів і на включення до господарського обігу джерел енергії, що можливо використовувати повторно [2].

Як було зазначено, підприємства гірничо-металургійного комплексу та будівельної галузі є одними з найбільш енергоємних підприємств криворізького регіону, у яких дуже висока частка витрат на енергію в загальних витратах. А тому мотивація до стимулювання впровадження інновацій є вирішальним фактором в підвищенні конкурентоспроможності продукції при збільшені активності на ринках і орієнтації на ефективні капіталовкладення з швидкою віддачею. Цього можливо досягти в результаті впровадження інноваційних методів управління і економічної оцінки при наявності капіталів для інвестиційних проектів енергозбереження.

Мотивація до енергозбереження службовцями підприємств будівельної галузі повинна бути основана на:

знаннях основних методів енергозбереження на окремих ділянках будівництва;

інформації про ціни на електроенергію, паливо, газ;

спеціальних доплатах за економію теплоенергетичних ресурсів (ТЕР);

широкому впровадженню інноваційних методів енергозбереження з метою створення резервів для використання їх в умовах обмежень постачання електроенергії.

Отже, енергозбереження на підприємствах будівельної галузі повинно бути інноваційною стратегією після кризового розвитку і ідентифікованою за допомогою підсистем автоматизованого управління та контролю за енергозабезпеченням.

Ідентифікацію енергоресурсів виконують за допомогою технологічного аудиту енергоносіїв, енергообладнання та систем автоматизованого обліку витрат електроенергії, газу, води, палива тощо.

У процесі виконання технологічного аудиту доведено, що енергобезпека підприємств будівельного комплексу тісно пов’язана з енергоменеджментом. Енергоменеджмент підприємства підпорядкований Голові Правління, який і визначає політику (стратегію) енергобезпеки.

На рис. 1 відображено схему управління енергобезпекою підприємства. Дана схема призначена для управління енергобезпекою усіх будівельних дільниць ПАТ і побудована на засобах програмно-технічного забезпечення інтелектуальних систем управління дискретними виробничими системами.

Сучасне будівельне публічне акціонерне товариство є прикладом складних комплексів розподілених об’єктів управління, які включають каменедробарні заводи, заводи-кар’єри з виробництва піску, глини та інших будівельних матеріалів, будівельні дільниці, додаткове технологічне обладнання, засоби транспортування і складування, а також робочі місця персоналу. Всі ці об’єкти пов’язані між собою і функціонують послідовно-паралельно в часі. У сукупності вони (із системами матеріального та енергетичного постачання) утворюють складне розподілене дискретно-неперервне технічне і програмно-інформаційне середовище.

Останнє вимагає від системи енергобезпеки своєчасних рішень, щодо розпізнавання аварійних ситуацій, перерозподілу енергоресурсів.

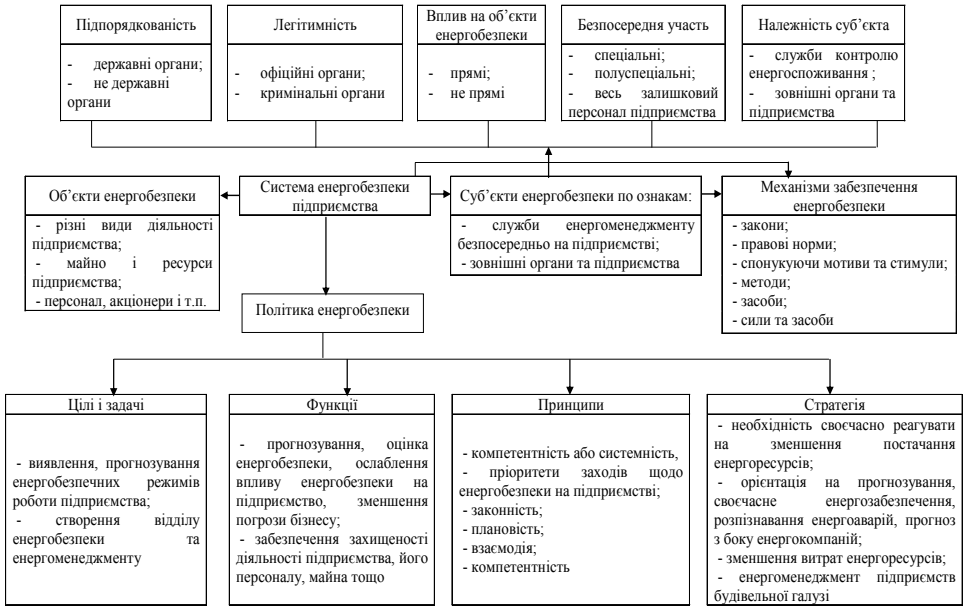


Рис. 1. Структура системи енергобезпеки підприємства ПАТ будівельної галузі

У цих умовах система енергобезпеки підприємства повинна в реальному часі обробляти складну інформацію на основі моделей знань і логічних методів, а отже, нами спроектована як інтелектуальна система управління [10].Отже, в проблемному середовищі енергобезпеки підприємства для інтелектуальних систем виділені класи прикладних задач: моніторингу, контролю, діагностики, прийняття рішень та управління енергобезпекою, які виконують функції:

прийняття рішень, щодо перерозподілу матеріалів між будівельними дільницями, між обладнанням і відновлення процесів виробництва, а також інші рішення, пов'язані з альтернативним використанням розподілених в часі енергоресурсів, що в свою чергу обумовлює необхідність пошуку оптимального варіанту управління;

диспетчерського контролю і управління енергозабезпеченням підприємств будівельного комплексу;

регулювання енергоспоживання, яке забезпечує його оптимальний перерозподіл або обмеження.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Доведено, що економічна та енергетична безпеки відіграють ключову роль щодо забезпечення конкурентоспроможності промислових галузей України в світовій економіці.

Доведено, що економічна безпека підприємств будівельної галузі ґрунтується на техніко-виробничій безпеці та енергобезпеці. Розроблена система енергетичної безпеки як складової економічної безпеки підприємства, що базується на впровадженні автоматизованої системи енергоменеджменту.

Список літератури

Хорольський В. П., Хорольський Д.В., Жуков С.О. Інноваційна діяльність у сфері енергозбереження в промисловості і в будівництві// Вісник КТУ, 2006. - вип. 2 (12), - С.158-162

2. Стратегічні виклики XXI століття суспільству та економіці України: В 3 т./ За ред. акад. НАН України В**.М. Гейця**, акад. НАН України **В.П. Семиноженка**, чл.-кор. НАН України **Б.Є. Кваснюка**. – К.: Фекнікс, 2007.

3. **Півняк Г.** Енергозбереження в промисловому секторі економіки / Г.Півняк // Энергосбережение. – 2007. - № 8. – С. 17-22.

4. **Микитенко В.В.** Енергоефективність промислового виробництва // **В.В. Микитенко**: Монографія. – К.: Об'єднаний ін-т економіки НАН України, 2004. – 282 с.

5. **Гайдук В.В**. Развитие ТЭК Украины как основы ее экономической безопасности // В.В. Гайдук // Экономика Украины, 2001. - № 5. – С. 4-15.

6. **Гладій В.М.** Енергетична безпека України / **В.М. Гладій, Р.А. Іванух** // Регіональна економіка. – 2001. - № 4. – С. 7-12.

7. **Маргулов Г.Д.** Энергетика и общество – курс на устойчивое развитие / **Г.Д. Маргулов** // Энергия. – 2001. – С. 2-6.

8. ДСТУ 3755-98. Номенклатура показателей энергоэффективности и порядок их внесения в нормативную документацию. Энергосбережение. – К.: Государственный стандарт Украины, 1999.

9. **Дацишин Б.Я.** Ефективність роботи енергопостачальних компаній у 2004 р. та основні напрямки їх діяльності на 2005 р. / **Б.Я. Дацишин** // Энергетика и электрификация, 2005. - № 4. – С. 2-5.

Рукопис подано до редакції 10.03.13

УДК 712.25

Р.О. ТІМЧЕНКО, д-р техн. наук, проф., Д.А. КРІШКО, канд. техн. наук,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»
О.В. ШЕВЧУК, Л.В. ПЕТРОВА, ДП „Кривбаспроект”

ВИКОРИСТАННЯ ПОРУШЕНИХ ТЕРИТОРІЙ ПІД ОБ’ЄКТИ РЕКРЕАЦІЙНИХ ЗОН В МІСТОБУДІВНОМУ ПРОЕКТУВАННІ

Розглядається питання використання порушених територій для містобудівного проектування.

Постановка проблеми. При освоєнні нових і реконструкції освоєних районів доводиться стикатися з необхідністю проведення інженерної підготовки порушених територій, тобто територій, які сильно пошкоджені в процесі промислової діяльності і які не можуть використовуватися в подальшому без проведення спеціальних заходів. До збільшення площі порушених територій призводить зріст потреб людства в різних видах енергії та мінеральній сировині, основним джерелом яких служать корисні копалини та гідроресурси [1].

Відпрацьовані й занедбані кар'єри - це не тільки втрата цінних земель, але, будучи штучно створеними порожнинами, вони є сміттєпроводом і збірниками забруднених зливових вод та стоків.

Рекультивація таких земель перетворюється не тільки у велику господарську проблему, але і є активною формою охорони природи. Вона передбачає комплексну перебудову порушених територій, що дає можливість відновити втрачену ними придатність для ефективного використання.

Території кар'єрних виробок мають великий архітектурно-виразний потенціал. Техногенні ландшафти покинутих кар'єрів є унікальними. Для прикладу можна назвати кілька потенційно виразних сформованих особливостей кар'єрних ландшафтів:

завдяки відвалам, врізкам, вирізкам, виїмкам та ін. має місце примхливість і природна сполучуваність рельєфу і мікрорельєфу і його корисне терасування;

порушення природної гідрогеології на території кар'єрів часто призводить до утворення озер, вклинюванню джерелець і джерел;

всебічна оглядовість простору, як самих кар'єрів, так і з брустверів кар'єрів;

геологічні порушення, особливо в кам'яних кар'єрів, призводять до оголення гірських порід форма і колірна гамма яких, не тільки являють собою готові композиції, але виявляються багатим об'єктом художнього композиціонування;

висотна зональність простору, його ярусність, що збагачує функціональне зонування простору і прийоми архітектурної організації.

Ці та багато інших особливостей кар'єрів і територій дозволяє легко створювати рукотворний ландшафт, що володіє високою мальовничістю, пейзажністю, надзвичайною видовищністю, неординарною силуетністю [2].

У свою чергу, ці архітектурно-пейзажні можливості роблять виправданим і доцільним їх рекреаційне використання, а, отже, й пряме ландшафтно-рекреаційне проектування на територіях покинутих кар'єрів.

Мета досліду. З кожним роком порушені території займають все більші площі, тому в наш час стало актуальним питання про відновлення територій, порушених при видобутку корисних копалин, для подальшого використання. При цьому вид відновлення визначається не характером попереднього використання території, а потребою використання її в майбутньому. До того ж необхідність освоєння порушених територій викликана малою кількістю або навіть відсутністю площадок, придатних для будівництва за природними умовами.

Основна частина. У даний час в Україні найбільш економічно вигідним є видобуток корисних копалин відкритим способом. Мінеральна сировинна база представлена в основному такими гірничо-видобувними регіонами, як Кривбас, Західний Донбас, Нікопольський марганце-

© Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Шевчук О.В., Петрова Л.В., 2013

ворудний басейн, Вільногірський гірничо-збагачувальний комбінат, кар'єри з видобутку флюсової сировини та будівельних матеріалів.

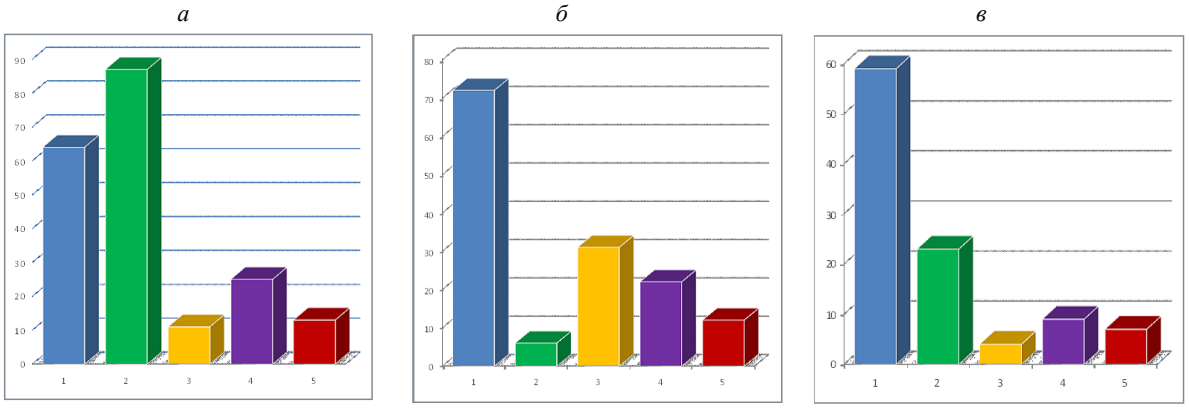


Рис. 1. Структура порушених земель України: *1* - гірничі виробки; *2* - відвали розкривних порід і шламосховища; 3 - водосховища, акумулюючі басейни; *4* - промислові майданчики та інженерні комунікації; *5* - інше (за даними Весел Н.Н., Мормуль Т.Н.) *а*, *б*, *в* - відповідно у Дніпропетровському буровугільному, Прикарпатському сірконосному та Нікопольському марганцеворудному басейнах

У гірничовидобувних регіонах практично не збереглися території з природним гірничо-геологічним середовищем, з вихідними ландшафтами та екосистемами. Так, у Донецько-Придніпровському регіоні непорушені природні території складають всього 0,.3% площі. Екосистеми на інших територіях або істотно модифіковані (81,5%), або істотно трансформовані (8,25%). Аналіз показує, що площа порушених земель становить 66,4-83,6% і це пов'язано з веденням гірничих робіт і відвалоутвореннями (рис. 1).

Дефіцит територій і вимоги їх раціонального використання, складність екологічного стану на порушених територіях, економічний аспект проблеми, різкий стрибок розвитку рекреаційної галузі і ряд інших вимог визначають принципово новий підхід до вирішення питань рекультивації порушених територій. Порушені території мають величезний потенціал рекреаційних ресурсів, який необхідно використовувати для розвитку рекреаційної галузі. Рекреаційні ресурси є основним з факторів дають підстави використовувати порушені території саме в рекреаційних цілях, що дає можливості розширення рекреаційних територій та ландшафтів [3].

Невдосконалена технологія проведення рекультиваційних робіт приводить до того, що сільському господарству повертається тільки до 30-40 % земель використаних під гірничовидобувні об'єкти. Тому актуальним являється раціональне використання прóсторів відпрацьованих кар'єрів, відвалів, проведення гірничотехнічної та біологічної рекультивації порушених земель.

Але питання систематизації об'єктів, які можуть бути розміщені в прóсторах відпрацьованих кар'єрів, технологія установки бортів в неробочий стан і технологія гірничотехнічної та біологічної рекультивації недостатньо обґрунтовані.

У зв'язку з цим актуальними є завдання:

1. Розробка систематизації об'єктів, які раціонально і екологічно безпечно розташовувати в прóсторах відпрацьованих кар'єрів;

2. Обґрунтування технології установки бортів кар'єрів у неробочі положення зі створенням майданчиків необхідної ширини для розміщення об'єктів у процесі доопрацювання кар'єрів;

3. Розробка технології гірничотехнічної та біологічної рекультивації.

Негативне ставлення до кар'єру як до техногенного об'єкту формують такі фактори: занедбаність кар'єрних розробок, відсутність робіт з рекультивації, низький ефект від їх проведення, використання їх як стихійних звалищ. Це значною мірою порушує міський ландшафт і його естетичне сприйняття.

Розміщення об'єктів в просторах відпрацьованих кар'єрів залежить від багатьох факторів: кліматичних умов, параметрів кар'єра і об'єкта віддаленості його від сельбищної та промислової зони та ін. Тому на стадії доопрацювання кар'єра необхідно розглядати питання систематизації майбутніх об'єктів, які можуть бути розміщені в його просторі [4].

Існують різні підходи до розгляду і класифікації порушених територій. В основному порушені території розглядалися за фізичними характеристиками. Складність конфігурації ка-

р'єра, його глибина і крутість схилів є основою для визначення напрямку рекультивації.

Дані характеристики властивостей порушених територій вимагає ретельнішого, глибокого вивчення і прив'язки до особливостей кар'єрів, більш детального розгляду всіх природних компонентів кар'єрів, що дозволить розробити докладний комплекс заходів по їх рекультивації і відновлення з метою подальшого містобудівного, рекреаційного освоєння, у тому числі створення середовища для рекреаційної діяльності.

Організація рекреаційних ландшафтів на порушених територіях являє собою єдність містобудівної діяльності та природного комплексу, що складається в їх нерозривній взаємодії.

Розглядати загальний рельєф території, де знаходиться кар'єр недостатньо, так як рельєф (мікрорельєф) самого кар'єра, його геометричні характеристики, крутість схилів, глибина, наявність мікрорельєфу дна - є не тільки компонентами що впливають на клімат кар'єра (а часто і на клімат навколишньої території), але і основними критеріями оцінки, при виявлення основного напрямку рекультивації, вибору рекреаційної спрямованості і проектної пропозиції. Необхідно також звернути увагу на такий природний компонент, як тектоніка внутрішнього рельєфу і склад порід, виводячи їх в окремий компонент, розглядаючи цей компонент з естетичної точки зору.

Існують різні підходи до класифікації порушених територій. Кар'єрні виїмки можуть бути розділені на чотири основні групи [5]:

I - дрібні, глибиною до 7-10 м, що утворилися при розробки малопотужних пластів з невеликим ро́зкривом;

II - глибокі, глибиною 10-60 м, що утворилися при розробки потужні пласти з малопотужним ро́зкривом;

III - глибокі, глибиною до 100 м і більше, що утворилися при видобутку корисних копалин з потужним ро́зкривом;

IV - обводнені.

По структурі кар'єри розрізняють:

прості, що складаються з схилів з крутизною укосів 45 градусів і більше і днища;

складні, що складаються з укосів, днища і уступів по бортах.

Складність конфігурації кар'єра, його глибина і крутість схилів є основою для визначення функціонального використання даної території, ступеня її рекультивації і прийомів формування ландшафтів та середовища.

Так само варто враховувати, що значні території займають відвали (розкривних порід), які утворюються при відкритому способу видобутку.

Відвали утворюються наступних видів:

платоподібні, близькі до рівня природного поверхні висотою до 5 м;

терасовані, середньої висоти (до 30 м);

високі (30-100 м);

гребіневидні, висотою до 15 м;

конічні, висотою понад 30 м.

Новим напрямком рекультивації порушених територій є розміщення будівельних об’єктів безпосередньо в просторі кар’єру. Одним із прикладів даного напрямку рекультивації являється готель «Songjiang Beauty Spot» в Китаї (рис. 2).



Рис. 2. Готель «Songjiang Beauty

На даний момент в місті Кривий Ріг, в Жовтневому районі існує відпрацьований кар’єр (рис. 3). Район будівництва за нормативом відноситься до III кліматичного району й до кліматичного підрайону III-В. Клімат району помірно-континентальний. Літо спекотне, сухе, з суховіями, зима з час-тими відлигами [6].

В геоморфологічному відношенні ділянка знаходиться біля річки Саксагань в межах правобережного схилу річкової долини. На території кар’єру існує природне водоймище. Ґрунтові води за вмістом сульфатів і хлоридів неагресивні до бетонів на основних марках цементів.

Інженерно-геологічними вишукуваннями встанов-лено, до глибини 12 м товща, що складає майданчик ґрунтів, достатньо однорідна за складом та властивостями. Ґрунти (суглинки) виявляють просадочні властивості при замочуванні водою, при додатковому побутовому тиску й відносяться до першого типу просадочності.



Рис. 3. Існуючий кар'єр

Категорія складності інженерно-геологічних умов майданчика - друга, за потенційною підтоплюваністю відноситься до III типу, а за сейсмічним районуванням - до п'ятибальної зони.

Наведена територія є складною площадкою з різкими перепадами висот з штучно створеними відкосами, складена ґрунтами, які мають достатню несучу здатність і можуть слугувати природними основами. Із фізико-геологічних процесів присутні зсуви та обвали гірських порід. На території кар'єру існує природне водойми-ще та поряд протікає річка Саксагань.

Безпосередньо на території кар'єру запропоновано розташування водноспортивної бази для підготовки спортсменів з водних видів спорту та зони відпочинку для мешканців проживаючих у даному мікрорайоні, а також проектування інших елементів інфраструктури.

Будівля, що проектується, має 8 поверхів та неправильну форму в плані. Основні габарити будівлі в осях 139×54 м. Чотириповерхова частина підноситься над основною, створюючи своєрідний стилобат. Висота підкреслюється за допомогою виступаючих елементів. Архітектурна виразність також підкреслюється за допомогою суцільного скління центрального фасаду.

При розташуванні будівлі на місцевості дотримувались мінімальної різниці по кутах з невеликим ухилом площадок першого ярусу до водоймища (рис. 4).

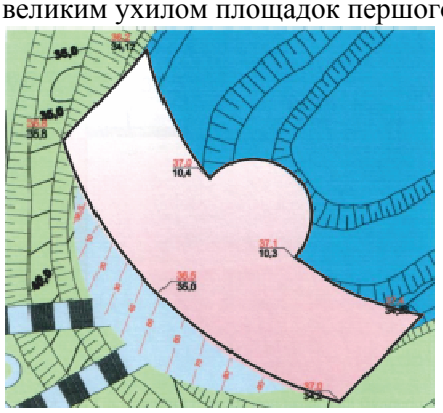


Рис. 4. Посадка будівлі на рельєф

При розгляданні території, для розташування елементів забудови визначаються сприятливі та несприятливі фактори впливу природних умов, які оцінюються за комплексом інженерних заходів, проведених з метою пристосування вказаних факторів до вимог забудови та благоустрою території, створення нормальних санітарно-гігієнічних умов для населення, охорони природного комплексу від шкідливого впливу промисловості та транспорту [7].

Наявність відпрацьованого кар'єру поблизу сельбищних районів дає можливість використо-вувати його територію під ландшафтно-рекреаційну зону з розміщенням об'єктів спортивно - масового відпочинку громадян.

Висновки. У зв'язку з інтенсивним ростом міст збільшуються потреби в додаткових територіях, в тому числі і для створення місць для відпочинку.

Практика планування й забудови міст показує, що при інтенсивному рості чисельності населення площа озеленених територій поступово стабілізується, а в перерахунку на одного жителя навіть зменшується. Це стає причиною зросту рекреаційних навантажень на міські парки та заміські зони відпочинку. При наявній містобудівній ситуації порушені території після здійснення реконструктивних заходів можуть стати джерелом погашення цього дефіциту.

Використання цих територій дозволить також підвищити компактність планувальної структури міст, покращити оточуюче середовище. Адже освоєння техногенних ділянок під об'єкти рекреаційних зон і прогноз рекультивації порушених територій є важливою ланкою в заходах по охороні оточуючого середовища.

Список літератури

1. **Парамонов А.В.** Особенности рекультивации нарушенных земель города. / **А.В. Парамонов** // Земельный вестник России. – М.: ООО ГИС Инфо, 2004.– № 4. – С. 17-20.

2. **Лазарева И.В.** Восстановление нарушенных территорий для градостроительства / **И.В. Лазарева**. – М.: Стройиздат, 1982. – 133 с.

3. **Стафейчук В.И.** Рекреалогия / **В.И. Стафейчук**. – К. Альтер-прес, 2006. – 263 с.

4. **Плужник Г.Н.** Нормативные требования и методологические основы устройства карьеров-водоемов / Г.Н. Плужник. – К.: Укртиппроект, 1998. – С. 270-273.

5.**Таболина Т.В.** Методика архитектурной реабилитации городской среды Донбасса, включающей нарушенные территории: Дисс. …канд. архитектуры: 2005/ **Таболина Татьяна Васильевна**. – Харьков, 2005. – 211 с.

6. **ДСТУ-Н Б В.1.1-27:2010**. Будівельна кліматологія. – К.: Мінрегіонбуд України, 2011. – 127 с.
7. **ДБН 360-92****. Містобудування. Планування і забудова міських і сільських поселень. – К.: Держбуд України, 2002. – 126 с.

Рукопис подано до редакції 10.03.13

УДК 622.272:624.191.5

А.Н. РОЕНКО, д-р техн. наук, проф., В.В. КОВАЛЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Национальный горный университет»
С.А. ХАРИН, д-р техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СТРОИТЕЛЬСТВО ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЕЙ В ЗАПАДНОЙ ЕВРОПЕ

Приведен анализ строительства железнодорожных тоннелей в Западной Европе. Выполнено сравнение сооружения Готардского базисного и тоннеля под проливом Ла-Манш. Рассмотрены особенности выбора ряда параметров транспортных тоннелей, применения проходческого оборудования. Сопоставлен буровой и буровзрывной способ проходки.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Развитие транспорта является важнейшим условием эффективного функционирования мирового хозяйства. Активное совершенствование транспортной инфраструктуры, имеющее место сегодня, должно подкрепляться, в частности, интенсивными усилиями в направлении его научно-технического обеспечения.

Анализ исследований и публикаций. Анализ ранее опубликованных результатов исследований и современного состояния практики проектирования и строительства протяженных железнодорожных тоннелей в различных условиях указывает на необходимость более детального учета особенностей сооружения новых подземных объектов уникальной протяженности в условиях горной местности.

Постановка задачи. Исследовать особенности применения тоннелепроходческих комплексов и проходки наиболее длинных базисных железнодорожных тоннелей с помощью буровзрывной технологии под влиянием изменения горно-геологических условий.

Изложение материала и результаты. Интенсивное развитие транспортного сообщения требует дальнейшего развития его инфраструктуры. Особенно это касается Западной Европы, где имеет место сочетание активного перемещения людей и грузов и сложного рельефа, представленного прежде всего Альпами. Эти горы охватывают территории восьми экономически развитых государств: Франции, Италии, Швейцарии, Германии, Австрии, Монако, Лихтенштейна, Словении. Массив имеет значительную площадь: общая длина альпийской дуги составляет примерно 1200, а ширина до 260 км.

В данном контексте представляет значительный интерес изучение состояния и особенностей развития европейского тоннелестроения.

Самыми старыми тоннелями в мире являются железнодорожные. Первый из них был сооружён в Англии в 1830 г. на линии Ливерпуль-Манчестер. Уже в XIX веке они получили большое распространение, и к 1915 г., в Швейцарии, к примеру, насчитывалось 627 тоннелей общей протяжённостью 281 км [1].

Наиболее крупные железнодорожные тоннели Западной Европы и, для сравнения, тоннель Сейкан и ряд других тоннелей Японии имеют следующие характеристики (табл. 1, [2-4]). Подавляющее большинство из них являются двухпутными и обладают высокой пропускной способностью. Обращает на себя внимание география тоннелей: наибольшее число из них находится в Альпах.

Таблица 1

Крупнейшие зарубежные железнодорожные тоннели

Название	Длина, м	Количество путей	Страна	Год ввода в эксплуатацию
Готардский базисный тоннель	57 091	2	Швейцария	2017 (прогноз)
Сейкан	53850	2	Япония	1988
Ла-Манш	52500	2	Великобритания, Франция	1994
Дайсимидзу	22228	2	Япония	1979
Симплонский II	19825	1	Швейцария, Италия	1922

© Роенко А.Н., Коваленко В.В., Харин С.А., 2013

Симплонский I	19803	1	Швейцария, Италия	1906
Син-Каммон	18713	2	Япония	1975
Апеннинский	18519	2	Италия	1934
Рокко	16250	2	Япония	1972
Фурка	15400	1	Швейцария	1979
Сен-Готард	15003	2	Швейцария	1882
Козенцский	15000	2	Италия	-
Накаяма	14830	2	Япония	1975
Лечбергский	14612	2	Швейцария	1913
Харуна	14350	2	Япония	1975

Уникальным в истории подземного строительства является сооружение тоннеля под проливом Ла-Манш, соединившего Францию и Англию. Из 52,5 км тоннеля более 36 км находятся под морским дном [1]. Это обусловило значительные трудности при ведении проходческих работ, необходимость применения сложного оборудования. В ходе строительства, осуществлявшегося с двух встречных направлений с использованием проходческих щитов, возникали многочисленные остановки работ, вызванные внезапными прорывами воды, что требовало дорогостоящих специальных способов строительства и значительно снижало его темпы. В итоге стоимость объекта многократно превысила первоначальные расчеты.

Самым представительным в Западной Европе сегодня является Готардский базисный тоннель - железнодорожный тоннель в Швейцарии длиной 57 км (включая служебные и пешеходные ходы - 151,8 км). Северный портал тоннеля находится возле деревни Эрстфед, а южный - деревни Бодио.

После завершения проходки восточной части (октябрь 2010 г.) и западной (март 2011 г.), он стал самым протяженным в мире. Строительство ведется компанией «AlpTransit Gotthard AG» [4].

Таблица 2

Готардский базисный тоннель [3,4]

Параметр	Значение
Длина:	
западный тоннель, м	56978
восточный тоннель, м	57091
Полная длина, включая служебные и пешеходные ходы, км	153,4
Диаметр тоннелей, м	9
Объём извлекаемых скальных пород , млн т (млн м³)	24 (13,3)
Количество ТПК фирмы «Herrenknecht», шт	4
Полная длина ТПК, м	440
Вес ТПК, т	2700
Мощность электродвигателей ТПК , МВт	5т
Максимальная техническая скорость проходки, м/сут	25-30 м/сут
Начало строительства тоннеля , год	1993
Срок завершения работ, год	2017 (проект)
Пропускная способность, составов в сутки, шт	200-250

Решение о строительстве туннеля было вызвано стремлением уменьшить экологический ущерб от движения автомобилей через Альпы, поскольку через Швейцарию проходит один из основных маршрутов транзита грузов, связывающих Северную и Южную Европу. Для этой цели ранее, в 2007 г., был открыт еще один тоннель, Лётшберг, протяженностью в 34 км.

При проектировании рассматривалось следующее: вариант двухпутного тоннеля с тоннелем обслуживания или вариант с двумя однопутными тоннелями (с тоннелем обслуживания или без такового). Окончательно было принято строить объект с двумя однопутными тоннелями без тоннеля обслуживания, но с соединяющими переходами примерно через каждые 330 метров. Кроме того, предусматривалось строительство двух вертикальных вентиляционных стволов в районе Седрун, примерно в 23 км от северного портала тоннеля.

Готардский базисный тоннель позволит осуществлять железнодорожное сообщение через горный массив и переведет грузовые перевозки север-запад с автомобильных на железнодорожные. Время пути из Цюриха в Милан сократится с 3 ч 40 мин до 2 ч 50 мин. Открытие движения по тоннелю планируется на 2017 г. До этого самым длинным железнодорожным туннелем в мире был Сэйкан, соединяющий японские острова Хонсю и Хоккайдо (длина – 53,9 км). Только непосредственно проходка туннеля Готард уже обошлась (по состоянию на октябрь 2010 г.) в 9,8 млрд швейцарских франков (10,3 млрд долл.). Через него сможет проходить до

300 железнодорожных составов в день, на скорости в 250 км/ч. В строительстве принимало участие 2500 чел [3,4].

Готард является базисным тоннелем, порталы которого находятся у самого подножия хребта. Благодаря такому их расположению поезд попадает в тоннель непосредственно с равнинного участка, что позволяет резко увеличить скорость и массу составов. К порталам ранее существующего Готардского железнодорожного тоннеля, протяженностью 15 км (построен в 1882 г.), поезд подходит по горным участкам с высокой крутизной и обилием петель.

С помощью тоннелепроходческих комплексов (ТПК) немецкой фирмы «Herrenknecht» пройдено порядка 36 км длины каждого из двух тоннелей (рис. 1), из них 19 км от северного портала и 17 км - от южного. Средняя часть каждого тоннеля - свыше 21 км - пройдена с применением буровзрывных работ [3,4].



Рис. 1. Тоннелепроходческий комплекс фирмы «Herrenknecht» [3]

Крепление тоннеля осуществляется комбинированной крепью, состоящей из железобетонных анкеров, металлической сетки и рам, покрытых торкретбетоном (рис. 2) и обеспечивает надежную его работу в существующих горно-геологических условиях.



Рис. 2. Крепление тоннеля [3]

Наиболее крупные железнодорожные тоннели превышают пятьдесят километров. Их строительство, как и строительство тоннелей большой длины под морским дном, стало возможным только с использованием технологий конца XX века.

Анализ строительства транспортных тоннелей показывает следующее:

новые железнодорожные тоннели, как правило, строят двухпутными;

крепление тоннелей наиболее часто производится комбинированной крепью, которая включает, в частности, анкеры, металлическую сетку, рамы, покрытие из торкретбетона, при этом процесс крепления в значительной мере механизирован;

в последнее время получили распространение базисне тоннели, порталы которых находятся у самого подножия горного хребта, благодаря такому их расположению поезд попадает в тоннель непосредственно с равнинного участка, что позволяет резко увеличить скорость и массу составов;

способ строительства тоннелей зависит от горно-геологических условий: в крепких и средней крепости породах тоннели проводят буровзрывным способом или комбайнами, в мягких породах - при помощи щитов;

имеют место в целом сравнительно высокие темпы сооружения столь сложных и дорогостоящих объектов;

строительство тоннелей производится одним или несколькими забоями. Одним забоем тоннель проводят с одного портала, если длина тоннеля незначительна или по топографическим условиям поверхности доступ ко второму порталу затруднен. При этом сроки строительства тоннелей возрастают, но снижаются затраты на строительство поверхностных сооружений.

Проведение тоннеля двумя забоями - с двух порталов - применяется наиболее часто и позволяет сократить сроки и стоимость строительства. Строительство тоннелей большой длины производится несколькими забоями - с двух порталов и со строительных подходов, в качестве которых могут быть вертикальные стволы, горизонтальные или наклонные тоннели. Число строительных подходов зависит от длины тоннеля. Каждый строительный подход позволяет открыть два дополнительных забоя. Сооружение тоннелей комбайнами по сравнению с буровзрывным способом имеет ряд преимуществ. Так, значительно возрастают скорости проходки, что приводит к сокращению сроков и стоимости строительства. Применение комбайнов обеспечивает высокую механизацию работ и значительное сокращение их трудоемкости, уменьшает нарушенность окружающих выработку пород, что, в свою очередь, позволяет снизить стои-

мость крепи [5].

Комбайны обеспечивают достаточно ровный контур выработки, с минимальными переборами породы, что приводит к сокращению объемов погрузки и транспортирования породы и расхода бетона сравнению с буровзрывным способом. Особенно эффективно применение комбайнов при проходке протяженных тоннелей длиной более 1-2 км.

Наибольшее распространение получили комбайны бурового действия с роторным исполнительным органом. Тоннелепроходческие комплексы имеют большую массу (свыше 2500 т), но они состоят из отдельных транспортабельных легкомонтируемых узлов, что облегчает их доставку к месту сборки. В Западной Европе и мире для строительства тоннелей, применяют комбайны различных фирм: «Херренкнехт», «Вирт», «Демаг» (ФРГ), «Роббинс», «Дрессер» (США), «Атлас Копко» (Швеция) и др.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, тоннелестроение в Европе характеризуется возможностью сооружения уникальных по сложности сооружений, развитостью технологий ведения работ, наличием разнообразного совершенного оборудования и широкой географией объектов. Темпы сооружения столь сложных и дорогостоящих объектов весьма высоки. Тенденции развития транспортной инфраструктуры позволяют предполагать, что в перспективе процесс сооружения железнодорожных тоннелей, в том числе, имеющих весьма большую протяженность, будет нарастать. Дальнейшие исследования целесообразно распространить на установление оптимальных организационных параметров сооружения протяженных тоннелей

Список литературы

1. **Покровский Н.М.** Проектирование комплексов выработок подземных сооружений. - М.: Недра, 1970. - 320с.
2. Зарубежное военное обозрение . – 2002. - № 9. – С.51 – 52.
3. http://www.herrenknecht.com/
4. http://www.alptransit.ch/en/home.html
5. **Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очкуров В.И.** Технология строительства горных предприятий. – М.: Недра, 1989. – 573 с.

Рукопись поступила во редакцию 10.03.13

УДК 622. 1: 528

В.М. ШЕВЧЕНКО, В.В. БЕЛОУСЕНКО, Л.П. ЧЕРКАСОВА, Т.И. БУРЛАЧЕНКО,
Н.Н. ЯКУШ, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ГОРИЗОНТАЛЬНОГО НАПРАВЛЕННОГО БУРЕНИЯ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ИНЖЕНЕРНЫХ КОММУНИКАЦИЙ В УСЛОВИЯХ ПЛОТНОЙ ЗАСТРОЙКИ ГОРОДА КРИВОГО РОГА

Рассмотрен вопрос строительства инженерных сетей в условиях плотной застройки Кривого Рога методом горизонтального направленного бурения.

Ключевые слова: подземные сети, канализация, прокладка, установка, горизонтальное бурение

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В Кривом Роге вследствие продолжительной эксплуатации и химической коррозии, возникшей от агрессивных газов и веществ, растворенных в сточной жидкости, сети самотечной канализации приходят в негодность. Их замена усложняется из-за глубины заложения (до 6-9 м), плотной застроенности улиц города, и большим количеством существующих сетей. До настоящего времени строительство трубопроводов самотечной канализации выполнялось открытым способом. Так, например, по ул. Кузнецова был запроектирован ГП ГПИ «Кривбасспроект» и построен ООО «Тепловодстрой» самотечный коллектор Ø800 мм. В связи с большой глубиной заложения трубопровода разлет котлована достигал 16м, что повлекло выносы газопровода, водопровода, кабелей связи и высоковольтных линий, а затем восстановление покрытия проезжей части и тротуаров.

Анализ исследований и публикаций. Национальным объединением строителей Российской Федерации был разработан и введен в действие Стандарт Национального объединения строителей «Прокладка подземных инженерных коммуникаций методом горизонтального направленного бурения» [4]. В нем подробно описывается метод горизонтального направленного

© Шевченко В.М., Белоусенко В.В., Черкасова Л.П., Бурлаченко Т.И., Якуш Н.Н., 2013

бурения (ГНБ), его применение в строительстве.

В Кривом Роге применение данного метода стало возможным после приобретения ЗАО «Криворожгазстрой» американской установки ГНБ Ditch Witch ® JT2020 Mach1. Указанная установка применяется уже несколько лет при проколах газопроводов, водопроводов, канализационных коллекторов под железными и автодорогами, водными препятствиями, а также при строительстве разводящих сетей водопровода, газа.

Постановка задачи. Использование метода горизонтального направленного бурения (ГНБ), в отличие от обычных способов прокладки инженерных коммуникаций, исключает необходимость перекрытия проезжей части городских улиц, перекладки существующих коммуникаций, усиления фундаментов зданий и сооружений, дает возможность круглогодичного ведения работ.

ГНБ - многоэтапная технология бестраншейной прокладки подземных инженерных коммуникаций при помощи специализированных мобильных буровых установок, позволяющая вести управляемую проходку по криволинейной траектории, расширять скважину, протягивать трубопровод. Бурение ведется под контролем систем радиолокации и с использованием бентонитовых (полимерных) буровых растворов.

Метод ГНБ относится к бестраншейным способам строительства и подразумевает прокладку коммуникационного трубопровода в подземном пространстве без нарушения дневной поверхности или с минимальным проведением земляных работ (например, при необходимости возведения стартового и приемного котлованов) [1].

Метод ГНБ обеспечивает снижение стоимости и ускорение темпов строительства, дает возможность прокладки коммуникаций под водными и другими преградами.

Областями эффективного применения метода ГНБ является прокладка закрытым способом инженерных коммуникаций различного назначения в условиях плотной городской застройки и наличия преград

Прокладка инженерных коммуникаций по методу ГНБ, как правило, осуществляется в три этапа:

направленное бурение пилотной скважины по заданной проектом трассе;

однократное или последовательно-многоразовое расширение скважины до образования бурового канала, позволяющего протягивать трубопровод проектного диаметра;

протягивание трубопровода через буровой канал, по направлению от точки выхода бура на поверхность к буровой установке.

Углы входа скважины в грунт и выхода на поверхность, в зависимости от условий строительства, вида трубопровода и используемого оборудования, как правило, принимаются в пределах 8-20º.

Изложение материала и результаты. Установка ГНБ закрепляется на исходной точке вертикальными анкерами и бурильная лопатка с преобразователем, прикрепленная к первой штанге, вращательно-поступательным движением вводится в грунт под углом. В зону бурения под большим давлением по внутреннему каналу буровой штанги и специальным отверстиям в бурильной лопатке подается буровая жидкость, разжижающая грунт и формирующая в нем скважину. Буровая жидкость одновременно является смазкой между грунтом, буровыми штангами и коммуникационным средством, при последующем его затягивании в скважину.

По мере вхождения бурильной лопатки в грунт штанги соединяются между собой при помощи конической резьбы. Оператор установки ГНБ при помощи рычагов управления может изменять вталкивающее усилие и частоту вращения бурильной лопатки. Форма бурильной лопатки позволяет изменять "угол атаки" при бурении. За счет упругой деформации штанг на 90-метровом участке бурения возможно изменение направления бурения на 90°.

Оператор локационной системы во время процесса бурения постоянно отслеживает положение бурильной лопатки. Кроме того, эти данные оперативно передаются на информационный пульт оператора установки ГНБ. Это позволяет вводить плеть буровых штанг в грунт и выводить ее из грунта в расчетном месте с высокой точностью позиционирования.

Возникшие под землей по маршруту бурения препятствия (крупные камни, металлические предметы и т.п.), можно обойти, изменяя "угол атаки" бурильной лопатки. Если обойти препятствие не представляется возможным, вместо бурильной лопатки используют шарошечный бур, которым в препятствии высверливается отверстие.



Рис. 1. Метод производства работ ГНБ

После выхода плети штанг на поверхность земли, бурильная лопатка заменяется риммером, который предназначен для расширения отверстия в грунте при обратном ходе плети - втягивании. Для бурения скважины большого диаметра ее формирование идет за несколько проходов. При этом за риммером через спецсредства к плети подсоединяется труба, которая затягивается в скважину одновременно с ее расширением.

Диаметр сформированной скважины, как правило, должен быть на 30-50% больше диаметра затягиваемой в нее полиэтиленовой или металлической трубы (коммуникационного средства) без изоляции и, в два раза больше, при затягивании в скважину трубы (коммуникационного средства) в изоляции. При затягивании коммуникационного средства бентонит заполняет пустоты, затвердевает и предотвращает проседание грунта. Проверку целостности изоляции после прокладки коммуникаций производят неразрушающим методом контроля.

Краткое описание установки ГНБ

Основное технологическое оборудование, необходимое для производства работ, включает: буровую установку в комплекте с буровым инструментом, оборудование для приготовления, подачи, регенерации бурового раствора, контрольные радиолокационные системы.

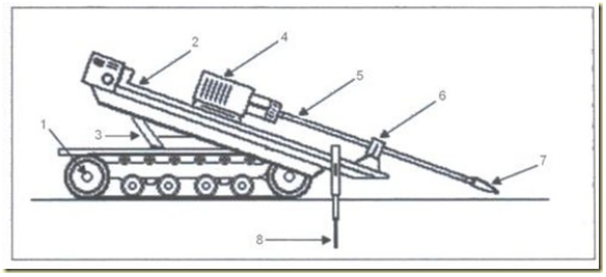


Рис. 2. Принципиальная схема самоходной буровой установки ГНБ: *1* – ходовой механизм (чаще гусеничный с кабиной оператора); *2* – буровой лафет (оснащается сменной кассетой со штангами); *3* – гидравлическая система регулировки угла бурения; *4* – приводной механизм вращательного бурения и поступательного движения; *5* – буровая колонна из инвентарных штанг; *6* – гидравлическое зажимное устройство; *7* - буровая коронка; *8* – фиксирующее анкерное устройство (анкерная плита)

К дополнительному оборудованию относятся: доталкиватели труб, усилители тяги, емкости для хранения бурового раствора, шламовые и водяные насосы, технологические трубопроводы и шланги для подачи раствора или воды. Буровая установка является единым комплексом взаимосвязанных механизмов и устройств, обеспечивающих под управлением оператора технологический процесс прокладки трубопровода методом горизонтального направленного бурения, включая передвижение, закрепление на точке бурения, сборку, вращение и подачу буровой колонны, подачу бурового раствора, контроль и корректировку направления бурения, протягивание расширителей и трубопровода.



Рис. 3. Схема действия системы подземной локации

Контрольные радиолокационные системы при проходке пилотной скважины обеспечивают постоянный контроль за положением бурового инструмента при помощи специализированных систем локации, позволяющих отслеживать: глубину бурения, угол наклона трассы к горизонту, азимут скважины, отклонение в плане, положение буровой головки, гидро-геологические условия, температуру грунта, давление бурового раствора.

Локационная система, как правило, состоит из приемника-локатора, удаленного дисплея (повторителя) и излучателя-зонда, помещаемого непосредственно за буровой головкой. Погрешность измерений должна находиться в пределах 5%.

Выводы и направления дальнейших исследований. ГП «ГПИ «Кривбасспроект» в рабочем проекте «Самотечный канализационный коллектор от пр. Металлургов до КНС-10, I этап» применил метод горизонтального направленного бурения установкой Ditch Witch ® JT2020 Mach1 с дизельным двигателем 83 л.с., развивающей усилие обратной тяги 8900 кг и крутящий момент 2890 Нм. Данная установка бесшумная, компактная и высокопродуктивная. Минимальный уровень шумов (100 дБ снаружи –мощность звука по ISO-6393) делает установку идеаль-

ным инструментом для работы в условиях жилой и коммерческой застройки. Резиновые гусеницы сохраняют существующие асфальтовое покрытие, дерн и снижают расходы по восстановлению рабочей площадки.

Стоимостные характеристики методов строительства самотечного коллектора в вышеуказанном рабочем проекте указаны в табл. 1.

Таблица 1

Сравнительные характеристики стоимостных показателей
по прокладке самотечного коллектора длиной 1300 м из полиэтиленовых труб

Номер варианта	Наименование работ	Сметная стоимость, тыс. грн.	Сметная трудоемкость, тыс.чел./ч	Сметная з/плата, тыс. грн.	Средний разряд рабочих
I	Строительство самотечного канализационного коллектора Ø400 мм в открытой траншее	17012,359	114,028	1575,706	2,9
II	Строительство самотечного канализационного коллектора Ø400 мм методом горизонтального направленного бурения	8046,517	43,396	985,493	3,9

Показатель единичной стоимости: *а* - в открытой траншее - 13086,43 грн.; *б* - метод горизонтального направленного бурения - 6189,63 грн

Метод горизонтального направленного бурения в 2 раза дешевле и эффективнее строительства коллектора открытым способом.

Применение технологии горизонтального направленного бурения позволяет снизить:

стоимость строительства трубопроводов за счет сокращения сроков работ

затраты на привлечение дополнительной рабочей силы и тяжелой землеройной техники

уменьшает риски возникновения аварийных ситуаций

исключает необходимость восстановления поврежденных участков дорог, зеленых насаждений.

Список литературы

1. МГСН 6.01-03 Бестраншейная прокладка коммуникаций с применением микротоннелепроходческих комплексов и реконструкция трубопроводов с применением специального оборудования.

2. СП-40-102-2000 Проектирование и монтаж трубопроводов систем водоснабжения и канализации из полимерных материалов. Общие требования.

3. Строительные нормы и правила. «Канализация. Наружные сети и сооружения». СНиП 2.04.03-85. Государственный комитет СССР по делам строительства. Москва 1986. 72 с

4. Стандарт Национального объединения строителей «Прокладка подземных инженерных коммуникаций методом горизонтального направленного бурения»

5. Стандарт организации Украины «Машины для прокладки трубопроводов методом горизонтально направленного шнекового бурения» (СОУ Д.2.7-31297444-001:2011).

Рукопись поступила во редакцию 18.02.13

УДК 65.011.3.001.8

О.В. ГНЕННА[·], аспірантка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ НАУКОВИХ РОБІТ ВИДАТНИХ ВЧЕНИХ ЩОДО МЕТОДОЛОГІЇ УПРАВЛІННЯ РИЗИКАМИ НА ВИРОБНИЦТВІ

Розглянуто основні питання, які необхідні при обробці та узагальненні інформації в управлінні ризиками від травматизму. Виділено головні функції та заходи даних методик. Зосереджено увагу на перевагах використання різних видів ризику. Приведено терміни ризику та їх сутність. Розглянуто причини виникнення ризику, їх визначення. Наведено показники рівня ризику та його здатності до наслідків травматизму.

Ключові слова: методологія управління ризиками, виробничий травматизм, система управління охороною праці, ризиковані ситуації, джерело ризику, оцінка ризику, ризик небезпеки, технологія, трудова діяльність.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями: Роботодавці відповідно до ст. 13 Закону України «Про охорону праці» зобов'язані створювати умови праці які повинні відповідати нормативно-правовим актам, а також забезпечити додержання вимог законодавства щодо прав працівників у галузі охорони праці. [1] Тому на сьогоднішній день підтримка та економічне стимулювання безпечних умов праці в Україні є великою соціальною

· © Гненна О.В., 2013

значимістю. Необхідно пам'ятати, що за порушення законів та нормативно - правових актів про охорону праці та створення перешкод у діяльності посадових осіб органів державного нагляду за охороною праці, а також профспілкових служб, особи які винні притягаються до адміністративної, дисциплінарної, матеріальної, кримінальної відповідальності.[1]

Методологія управління ризиком на виробництві є соціально- економічною необхідністю в якій програмне забезпечення відіграє велику роль. В більшості країн світу оцінка і управління ризиками в охороні праці є важливою законодавчою установою якою необхідно контролювати та керувати нею за допомогою пакету програм комп'ютерного забезпечення. На сьогоднішній день в гірничий промисловості є багато невирішених питань з охорони праці. Велика кількість вчених різних країн намагаються покращити систему охорони праці в різних галузях її функціонування. Будь-яка діяльність є потенційно небезпечною незалежно від того в якій сфері діяльності працює людина. Однією з напряму вдосконалення системи охорони праці, є гілка, управління ризиками на виробництві.. Багато вчених знайшли різні методи контролю ризику на виробництві, але оскільки ризик є природною складовою життя і не може залишатись незмінним, система визначення та методи профілактики ризику потребує постійного змінення.

Аналіз досліджень і публікацій: Дослідженням управління ризику та профілактикою виробничого травматизму шляхом покращення функціонування системи управління охороною праці та оцінкою умов безпеки праці на гірничодобувних підприємствах займалася велика кількість видатних вчених. У зв'язку з чим теорія містить різні погляди авторів щодо сутності, змісту та структури методів управління ризику та заходів щодо зменшення травматизму на виробництві. Вивчення управління ризику та дослідженням ефективних методів зниження травматизму на виробництві, вчені займаються давно, тому різноманітність їх теорії вражає. Для оцінки ризику в сфері охорони праці в Україні найбільше використовується міжнародний стандарт – OHSAS 18001«Occupational Health and Safety Assessment Series», який набув чинності в 1999 р.

Постановка завдання: Для формування законодавчо-нормативної бази, методичних рекомендацій, досягнення необхідних нам цілей та ефективного управління ризиком на виробництві, необхідно, розглянути декілька завдань які допоможуть чітко, послідовно та логічно розтлумачити поняття ризик, побудувати довершену систему заходів які б дозволили безпечні, обдумані умови праці на виробництві. Для досягнення таких завдань, необхідно: дати оцінку існуючий системі управління ризиками від травматизму на гірничодобувних підприємствах Кривбассу; виявити фактори виникнення ризикованих ситуацій на виробництві, та виділити найчастіші небезпечні ризики; дати оцінку ризику та зробити описання небезпечних ситуацій; зробити класифікацію ризику та знешкоджуючі заходи; організувати навчання з питань небезпечних ризикованих ситуацій на виробництві; запровадити запобігання появи нових ризикованих ситуацій; утримати подальший контроль та керування системою знешкодження небезпечних подій на виробництві.

Викладення матеріалу та результати: Автори займалися вдосконаленням методів формування та оцінкою ефективності заходів щодо поліпшення умов праці на гірничих підприємствах. У своїй роботі вони розкрили питання прогнозування значень шкідливих виробничих факторів, розробили та з прогнозували значення показника професійного ризику та обґрунтували значення професійної захворюваності на гірничих підприємствах з врахуванням комплексного показника соціально-економічної ефективності заходів. Вперше було встановлено показник професійного ризику втрати працездатності. Було обґрунтовано використання професійного ризику втрати працездатності, як міри оцінки стану умов та охорони праці за різними професіями. Вдосконалили метод визначення соціально-економічної ефективності заходів щодо покращення умов праці на підприємствах, який включає показник професійного ризику втрати працездатності. Навели значущість шкідливих виробничих факторів та експертних оцінок. Для прогнозування умов праці, розробили алгоритм показника професійного ризику та рівня професійної захворюваності. В основу такого алгоритму, було покладено методичні рекомендації з визначення соціально - економічної ефективності та впроваджу вальних заходів [6].

Була приведена технологія управління ризиком травматизму в умовах підприємств Кривбассу, надане чітке поняття терміну «професійний» та «виробничий» ризик, розроблений реєстр небезпек при роботі в підземних умовах, перелік небезпек які впливають на працівників. Автори наголошують, що ідентифікація, оцінка та управління виробничими ризиками, це соціально-економічна необхідність. Авторами було відмічено, що між управлінням ризику та атестацією

робочих місць за умовами праці з системної точки зору, немає нічого спільного. Інноваційним переходом від атестації робочих місць за умовами праці до управління ризиком, є те, що оцінка ризику та управління ними необхідно проводити постійно, а не раз на п'ять років, як це робиться у випадку з атестацією робочих місць. Також було відмічено, що оцінка ризику є важливим кроком, який направлений на захист працівників. Вимоги чинного законодавства допомагають роботодавцю і працівникам зосередити свою увагу саме на такі ризики, які дійсно можуть заподіяти шкоду, а також на потенційно небезпечні ризики на виробництві. [3]. Вчені провели аналіз який свідчить що, в Україні в нормативно-правових актах з охорони праці, пожежної безпеки, санітарній гігієні та ін документах немає прямих вказівок з обов'язкового проведення оцінки ризику в сфері охорони праці, є тільки нагадування в Законі України «Про охорону праці» [1] про ознайомлення працівників з шкідливими і небезпечними умовами праці. Тому на даний момент в Україні, оцінка ризику в сфері охорони праці законодавчо не закріплена. Для вдосконалення дійсної системи управління охороною праці (СУОП) пропонують розробку технології управління ризику. Першим етапом даної технології є ідентифікація факторів ризику (небезпеки), травмування працівників, яка дозволить виявити ступінь ризику для конкретного робочого місця. Автори приводять десять «золотих правил» виробничої безпеки, які є підтвердженням на ПАТ «Євраз Суха Балка». Необхідно відмітити, що такі правила дають змогу проникнути у свідомість працівників та збільшити рівень відповідальності за своє життя, та життя інших людей. Тому метою управління ризиком є розробка ефективних заходів які дозволять попередити недопустимі ризики, небезпечні для життя і здоров'я працівників в сфері їх трудової діяльності, та направлені на вирішення організаційних причин нещасних випадків. Після проведення аналізу, вчені зробили висновки, що на сучасному етапі система управління охороною праці (СУОП), на гірничих підприємствах Кривбассу потребують перегляду та обліку оцінки ризику, ті методики які вони привели для виявлення шкідливих речовин та захисту працівників, дозволяють перейти від формального виконання різноманітних вказівок стандартів, до управління ризиком на виробництві[3]. Також, автори дали оцінку ризику ймовірних небезпек та охарактеризували методи їх оцінювання. Вони відзначають, що кількість ризиків небезпек щодо загибелі людей як у всьому світі, так і в Україні зростає. Вчені вважають, і з ними можна погодитись, що основна причина виробничого травматизму, травм і загибелі людей на робочих місцях - це поганий психічний стан працівників під час виконання трудових обов'язків, втомленість, неуважність, що призводить до ризику імовірності заподіяння шкоди та тяжких наслідків в сфері трудової діяльності та можливий розмір втрат від них. [2-3] Вчені досліджували та оцінювали допустимий ступінь ризику людини, який в розвинутих країнах вважається індивідуальним ризиком, який дорівнює 10~6 на рік, та малий ступінь ризику, індивідуальний ризик загибелі, який дорівнює 10~4 на рік. На сьогодні стверджують вчені розроблена концепція прийнятого допустимого ризику, сутність цієї концепції полягає у прагненні забезпечити такий ступінь безпеки, яку сприймає суспільство в цей час. Вчені визначають деякі етапи управління ризику: по - перше, це виявлення та ідентифікація небезпек, які приводять до небажаних результатів; по – друге, це аналіз та оцінка ризику небезпеки, по - трете, це моніторинг та прогнозування розвитку небезпек, необхідно оцінити можливі наслідки небезпеки та розробити заходи щодо мінімізації небезпеки;. Автори наголошують, що необхідно прогнозувати розвиток небезпек, необхідно спостерігати, контролювати, передбачати небезпечні процеси та явища природи, різних сфер діяльності, які є джерелом небезпек. Вченими було досліджено та проаналізовано види прогнозувань небезпеки. Існують довгострокові і короткострокові прогнози. Довгострокові прогнози необхідно робити заздалегідь, це далекоглядне передбачення наслідків, наприклад, райони, де можливі затоплення, зсуви, сельові потоки. Короткострокові прогнози орієнтовно визначають час виникнення можливих небезпечних ситуацій.[2] Автори стверджують, що оцінку ризику можна здійснювати п'ятьма різними методами: це інженерний метод, експертний метод, статистичний метод, аналоговий метод, соціологічний метод; кожен з методів виділяє свої індивідуальні способи оцінки ризику.

Інженерний - такий метод базується на використанні теорії надійності матеріалів та передбачає виявлення шляхів відмов на об'єктах з розрахунком імовірності їх виникнення. При такому методі ризик може оцінюватися не тільки в нормальних умовах, але й у разі виникнення аварійної ситуації. [2]. Експертний - полягає в проведенні оцінки ризику з залученням експертів, тобто, спеціалістів у тій чи іншій галузі. [2]. Статистичний - дозволяє проводити оцінку не-

безпеки за допомогою інформаційного матеріалу, наприклад, звіти про небезпечні ситуації які траплялися на досліджувальному об'єкті. [2]. Аналоговий - базується на порівнянні та використанні небезпек та факторів ризику, які відбувалися в подібних умовах та ситуаціях. Соціологічний - метод здійснюється з метою експертної оцінки можливого виникнення ризику у працівників певних професій, спеціальностей, груп населення. [2]

Вчені написали багато різноманітних наукових праць, які присвятили управлінню охорони праці та ризиком (СУОПР). Вони зробили огляд міжнародного законодавства. Розглянули питання системи управління охороною праці, що була розроблена і впроваджена в Україні вперше у світі в 1976 р., з вимогами міжнародного стандарту OHSAS 18001:1999. Було детально описано різноманітні сучасні підходи і міжнародний досвід щодо управління охороною праці, детально розкрито та висвітлено підхід OHSAS. Розглянуто порядок розроблення системи управління охороною праці й ризиком (СУОПР) на підприємстві з метою подальшого розвитку системи управління охороною праці (СУОП), яка діє в Україні з урахуванням вимог OHSAS.Було висвітлено питання різних видів державного, галузевого та регіонального управління охороною праці. Наведено методику та різноманітні приклади ідентифікації оцінки професійного ризику за робочими місцями, та по виробництву в цілому. Наведено приклади контролювання листів оцінки функціонування OHSAS на підприємстві, а також управління охороною праці та ризиком на виробництві.[4]. Вченими було побудовано етапи управління ризиком, вони стверджували, що є необхідні три умови для управління небезпечними ситуаціями, це виявлення чинників джерел ризику небезпек, та їх ідентифікація; прогнозування розвитку ймовірних небезпек та їх негативних наслідків; та на основі результатів отриманої інформації про ступінь ризику небезпек, розробка заходів та засобів щодо захисту зменшення їхнього негативного впливу. Для реалізації цього завдання необхідно використовувати математичні методи, які дозволять уявити прогноз різноманітних небезпечних подій та на основі цього приймати одностайні рішення. Авторами було запропоновано використовувати бальну шкалу для виміру ризику та його наслідків на робочому місці. Вони зауважили, що управління ризиком широко використовується в багатьох науково-виробничих сферах, наприклад, управління ризиком використовують в техніки, екології, економіки, психології та інших сферах діяльності. [2-3]. Автори стверджують, що оцінка професійного ризику неодмінно повинна здійснюватися на робочому місці перед запуском обладнання, а потім у разі впроваджу вальних змін у конструкції обладнання, технологічному процесі, організації праці та у випадку травми робітника чи аварії.[2-3]

Згідно OHSAS 18001 на підприємстві повинна діяти політика з охорони праці (ОП), яка затверджується керівництвом, та розкривається мета діяльності охорони праці (ОП), в якій приводяться зобов'язання щодо її досягнення. З метою пояснення вимог міжнародного стандарту OHSAS 18001 і прискорення його впровадження в 2000 р. був прийнятий стандарт OHSAS 18002 «Occupational Healht and Safety Management System - Guidelines for the implementation of OHSAS 18001», за допомогою якого можна оцінити та сертифікувати систему управління охороною праці (СУОП), яка була розроблена і функціонує на виробництві. Необхідно зазначити, що OHSAS 18001 розроблений аналогічно стандартам ISO 9001 (1994 р.) управління якістю та ISO 14001 (1996 р.) управління охороною навколишнього середовища з метою полегшення інтеграції систем. Було наведено ряд методик, для оцінки рівня ризику на підставі експертних оцінок, також надані приклади складання карт оцінки професійного ризику на робочих місцях. Оскільки ризик може бути як, припустимий так і неприпустимий, у стандарті OHSAS 18001 термін «безпека» був визначений як відсутність неприпустимого ризику.

Працівник повинен навчатися безпечним методам праці, виховувати в собі психологію безпеки та запобігати неприпустимим ризикам. Але якщо визнаний неприпустимий ризик, він стає основою для розробки цілей, завдань, програм та різних планів роботи на підприємстві в галузі охорони праці. наголошують, що планування є головним ключовим елементом системи управління охороною праці та ризиком (СУОПР) за допомогою якого буде вдосконалено та успішно функціонуватиме система управління охороною праці (СУОП). Особливо підкреслюється важливість навчання з питань охорони праці (ОП), кваліфікації персоналу та їх компетентності, знання та вміння.

Підприємство має контролювати рівень знань працівника, його обов'язків з охорони праці, результатів його дій з точки зору умов праці, працівник повинен розуміти всю відповідальність конкретних дій, включаючи дії в аварійних ситуаціях, наслідків недодержання технологічних

інструкцій, необхідності проводити аудит. Також проведження атестації робочих місць, один раз у п'ять років, та складання карти умов праці, повинно виконуватися в зазначені строки та вчасно. Ідентифікація небезпек, оцінка ризиків та їх контроль разом з висновками повинні бути основою всієї системи управління охороною праці (СУОП)[4].

Вчені вважають, що системний підхід неодмінно повинен стати головним методологічним засобом який допоможе розглянути та розв'язати проблеми які виникли в охороні праці. Розглянувши таку систему основних функцій управління охороною праці, можна виділити декілька елементів формування системного підходу: формування працеохоронної політики підприємства на основі державної політики; визначення цілей та завдань управління охороною праці згідно з виробленою політикою підприємства; розроблення стратегічного щорічного та оперативного планів реалізації працеохоронної політики; розроблення та цільових програм управління охороною праці, реалізація програм і планів з охорони праці; мотивування працеохоронної свідомості персоналу та їх формування; оперативне управління і координація різноманітних дій; вимірювання показників охорони праці; звіт та обмін інформацією, введення документації; аналіз і вдосконалення системи. [5].

Система управління охороною праці й ризиком переконують вчені це сукупність органів управління підприємством або структурним підрозділом, які за допомогою чинних нормативно-правових актів здійснюють діяльність щодо виконання завдань з охорони праці, які спрямовані на усунення неприпустимого ризику для здоров'я і працездатності людини в процесі праці.

Об'єктом управління охороною праці й ризиком на підприємстві, стверджують автори, є діяльність структурних підрозділів і функціональних служб щодо здійснення різних заходів з охорони праці й усунення неприпустимих ризиків. Метою функціонування СУОПР є виконання державної політики по відношенню до охорони праці, яка б була спрямована на усунення неприпустимого ризику для здоров'я працівників під час їх трудової діяльності на виробництві, запобігання нещасним випадкам, травматизму та професійним захворюванням, небезпечним аваріям, шляхом комплексного вирішення встановлених завдань роботи з охорони праці.[5]

Спеціальні функції які розробили автори для управління охороною праці й ризиком на підприємстві, наголошують, що завданням управління є: в першу чергу навчання працівників безпечних методів праці. Виховання у працівників психології безпеки, запобігання неприпустимих ризиків на виробництві; створення нормативно-правових актів підприємства з охорони праці. Створення положення про порядок ідентифікації, оцінки й усунення неприпустимих професійних ризиків на робочих місцях. Створення карт умов праці й карт ідентифікації, оцінки й усунення неприпустимих ризиків за робочими місцями.

Придбання державних і галузевих нормативно-правових актів; технічна підготовка виробництва з урахуванням вимог охорони праці; безпека виробничого устаткування;безпека технологічних процесів; безпека будівель і споруд; нормалізація санітарно-гігієнічних умов; забезпечення працівників засобами індивідуального захисту;забезпечення оптимальних режимів роботи та відпочинку працівників; безпека об’єктів підвищеної небезпеки; проти аварійний захист; забезпечення ергономічних вимог до робочих місць; санітарно-побутове обслуговування працівників; лікувально-профілактичне обслуговування працівників; безпека експлуатації транспортних засобів; протипожежний захист; соціальне страхування від нещасних випадків на виробництві та професійного захворювання. Соціальний захист потерпілих на виробництві; захист природного навколишнього середовища; безпека промислової продукції і послуг; професійний добір; запобігання нещасним випадкам невиробничого характеру на виробництві (унаслідок порушення правил внутрішнього трудового розпорядку, використання у власних цілях транспортних засобів, устаткування, механізмів, інструменту) [5].

Також вчені стверджують, що в якості критерію оцінки ефективності роботи з управління безпекою може стати величина технологічного ризику, такому ризику піддаються працівники в процесі праці. Технологічний ризик являється мірою для оцінки конкретного підприємства, він виражає вірогідність виникнення виробничої аварії, пожежі, втраті працездатності, внаслідок яких можливі повні або часткове припинення випуску продукції, втрата здоров'я і загибель людей.

Кількісна оцінка технологічного ризику визначена на основі статистичної інформації, що характеризує стан виробничого травматизму, впливу умов праці на здоров’я працівників на виробництві за наступними показниками: інтегральна оцінка умов праці, частота виникнення травм та аварій[5].

Висновки та напрямок подальших досліджень: На даний момент було розглянуто тільки

деяких вчених, авторів наукових робіт, які присвятили себе дослідженню ризику на виробництві, але методології управління ризику на підприємстві необхідно приділяти багато уваги, та неодмінно розробляти все нові методи контролю ризику на виробництві. Вчені виділили головні напрямки боротьби з ризиком, а саме: виявлення та ідентифікація ризику небезпеки, оцінка та аналіз ризику та їх описання, моніторинг та прогнозування розвитку небезпек, знешкодження його, оцінка можливих наслідків небезпек, запобігання появи нових ризикованих ситуацій, розробка заходів та засобів щодо мінімізації наслідків небезпеки, контроль.

Автор наголошує саме на те, що існує техногенний та природний ризик, що існує ризик небезпеки в різних сферах трудової діяльності і виділяють професійний та виробничий ризик. Але при такій вражаючий теорії вчені не дали конкретного аналізу, саме класифікації ризику. При боротьбі з невідомими ризикованими ситуаціями необхідно чітко знати «ворога» в обличчя, тому необхідно конкретніше класифікувати ризики. У загальному розумінні кваліфікація ризиків являє собою розподіл всіх видів ризиків за окремими групами на основі схожих ознак. Іншими словами, це якась систематизація ризиків, заснована на підставі якихось ознак і критеріїв. Природно, що всі види ризиків як то взаємопов'язані і разом впливають на конкретну сферу діяльності людини.

Динаміка одного виду ризику породжує іншу. Найбільш важливими елементами класифікації ризику є: час виникнення, основні фактори виникнення, характер обліку, характер наслідків, сфера виникнення. Також було наведено багато термінів щодо ризику, але саме чіткого пояснення та роз'яснення щодо виробничого та професійного ризику не було, окрім терміну який навела О.В. Пищикова [3]. Також треба зазначити, що можливо є необхідність розглянути ризик зі сторони техноцидних ситуацій, як загроза винищення людей та частково винищення населення.

Список літератури

1. Закон України «Про охорону праці»Закон від 14.10.1992 № 2694 –XII
2. **Лапін В.М.** Оцінка ризику імовірних небезпек / **В.М. Лапін** //Оцінка ризику різними методами. /Бібліотека українських підручників.- К.: Знання, 2007.- 367с.
3. **Давыдов А.В**. Идентификация факторов риска травмирования работников в условиях подземной добычи железных руд./ **Давыдов А.В., Голышев А.М., Пищикова Е.В**. / Вісник «Криворожский національний университет», Вип. – 30, 2012.
4. **Гогіташвілі Г.Г.,** Управління охороною праці за міжнародними стандартами **/Гогіташвілі Г.Г., Карчевські Є.Т., Лапін В.М**.– К.: Знання, 2007.-367 с.
5. **Онищенко В.Я.** Управление технологическим риском // Безопасность труда в промышленности.- 1996.- № 12.- С. 29-31

Рукопис подано до редакції 18.02.13

УДК 504(075.8)

Э.В. ЧАСОВА, кандидат хим. наук, доц., В.В. ИВЧУК, кандидат биолог. наук
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЭКОЛОГО-ХИМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И МЕТОДЫ ЗАЩИТЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ОТ ФЕНОЛА

Рассмотрена эколого-химическая характеристика фенола и его производных. Приведены некоторые методы защиты окружающей среды от фенольных соединений. Показана эффективность использования органических и неорганических сорбентов, а также методов окисления фенолов кислородом воздуха и перекисью водорода.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Одной из самых серьезных проблем современной цивилизации является нарастающее загрязнение окружающей среды техногенными химическими соединениями. В настоящее время продолжается рост концентрации токсического поллютанта - фенола в окружающей среде. В химической промышленности фенолы используют для изготовления красителей, пестицидов, лекарственных препаратов, фенолформальдегидных смол и синтетических волокон. Производство фенола в промышленном масштабе осуществляется тремя способами: кумольный метод (более 95%), окислением толуола (около 3%), выделением из каменноугольной смолы (около 2%). Большая часть фенола (около 44%) расходуется на производство бисфенола А, который используется для производства поликарбоната и эпоксидных смол; для производства фенолформальдегидных смол расходует-

© Часова Э.В., Ивчук В.В., 2013

ся 30% фенола; в среднем 12% фенола путем реакций гидрирования превращается в циклогексанол. Последний используется для получения искусственных волокон (нейлон, капрон). Оставшиеся 14% расходуются на производство антиоксидантов (ионол), неионогенных поверхностно-активных веществ – полиоксиэтилированных алкилфенолов (неонолы), крезолов, аспирина, ксероформа, пестицидов. Раствор 1,4% фенола применяется как обезболивающее и антисептическое средство. Фенол и его производные обуславливают консервирующие свойства коптильного дыма. Также фенол используют в качестве консерванта в вакцинах [1].

Анализ исследований и публикаций. Фенол и его производные относятся к соединениям второго класса опасности, т.е. это вещества, попадание которых в организмы человека, животных и растений может вызвать необратимые изменения. При остром отравлении, сопровождающем попадание фенола на кожу или вдыхание его паров, наблюдается сильное жжение в местах, подвергшихся его непосредственному воздействию. Проявляются ожоги слизистых тканей. Возникает сильная боль в области рта, в глотке, животе; тошнота, рвота, понос; резкая бледность, слабость, отек легких. Возможны острые аллергические проявления. Артериальное давление понижено. Развивается сердечно-легочная недостаточность, возможны судороги; моча бурая, быстро темнеет на воздухе. Хроническое отравление фенолом приводит к анорексии; вызывает диарею, головокружение, трудности при глотании, обильное отделение слюны. В результате длительного пребывания под воздействием фенола человек может чувствовать боли в мышцах, слабость. Печень увеличена. Хроническое отравление фенолом вызывает поражение центральной нервной системы, нервные расстройства, сопровождаемые головными болями и потерей сознания, а также поражения почек, печени, органов дыхания и сердечнососудистой системы. Предельно допустимые концентрации фенола: рабочей зоны 1 мг/м^3; среднесуточная концентрация 0,003 мг/м^3; в воде 0,001 мг/м^3 [2].

Фенолы разнообразны по химическому строению. Это могут быть как монофункциональные вещества, так и полифункциональные, например, фенолы, нитрофенолы, аминофенолы, галогензамещенные. Фенолы представляют собой производные бензола с одной или несколькими гидроксильными группами. Они делятся на две группы: летучие (фенол, крезолы, ксиленолы, гваякол, тимол) и нелетучие фенолы (резорцин, пирокатехин, гидрохинон, пирогаллол). Химические свойства фенолов определяются, с одной стороны, наличием в них гидроксильной группы с подвижным атомом водорода, а с другой – фенильным радикалом с его характерными ароматическими свойствами. Вследствие взаимодействия электронной пары атома кислорода гидроксильной группы с π-электронами ароматического ядра, фенолы обладают повышенными кислотными свойствами. Смещение электронной плотности в направлении от атома кислорода к углеродному атому бензольного ядра усиливает тенденцию атома водорода гидроксильной группы фенола к отщеплению в виде протона и образованию фенолят-иона. Благодаря этому фенолы являются слабыми кислотами [1, 2].

Большая группа промышленных ядов, относящихся к ароматическим нитропроизводным (динитрофенолы, нитроортокрезол, пентахлорфенол, динитробутилфенол), осуществляет воздействие на ферментативные системы организма человека и животных, разобщая процессы дыхания и фосфорилирования, вызывает нарушение процессов накопления энергии в макроэргических связях АТФ. Действие фенолов на растения связано с ингибированием биосинтеза хлорофилла в листьях. Фенолы в естественных условиях образуются в процессах метаболизма водных организмов, при биохимическом распаде и трансформации органических веществ, протекающих как в водной толще, так и в донных отложениях [1, 2].

Фенолы являются одним из наиболее распространенных загрязнений, поступающих в поверхностные воды со стоками предприятий нефтеперерабатывающей, сланцеперабатывающей, лесохимической, коксохимической, анилинокрасочной промышленности и др. В сточных водах этих предприятий содержание фенолов может превосходить 10-20 г/дм^3 при весьма разнообразных сочетаниях. В поверхностных водах фенолы могут находиться в растворенном состоянии в виде фенолятов, фенолят-ионов и свободных фенолов. Фенолы в водах могут вступать в реакции конденсации и полимеризации, образуя сложные гумусоподобные и другие довольно устойчивые соединения. В условиях природных водоемов процессы адсорбции фенолов донными отложениями и взвесями играют незначительную роль. В незагрязненных или слабозагрязненных речных водах содержание фенолов обычно не превышает 20 мкг/дм^3. Быстрее всех разрушается собственно фенол, медленнее крезолы, еще медленнее ксиленолы. Многоатомные

фенолы разрушаются в основном путем химического окисления [2].

Превышение естественного фона по фенолу может служить указанием на загрязнение водоемов. В загрязненных фенолами природных водах содержание их может достигать десятков и даже сотен микрограммов в 1 дм^3. Фенолы - соединения нестойкие и подвергаются биохимическому и химическому окислению [2].

В результате хлорирования воды, содержащей фенолы, образуются устойчивые соединения хлорфенолов, малейшие следы которых (0,1 мкг/дм^3) придают воде характерный привкус. В токсикологическом и органолептическом отношении фенолы неравноценны. Летучие с паром фенолы более токсичны и обладают более интенсивным запахом при хлорировании. Наиболее резкие запахи дают простой фенол и крезолы. Для водных объектов определяют специальный показатель - фенольный индекс. Определяется как массовая концентрация фенолов в воде, вступающих в реакцию с 4-аминоантипирином и в определенных условиях образующих с ним окрашенные соединения [2].

Постановка задания. Рассмотреть экологическую и химическую характеристику фенола, а также проанализировать методы защиты окружающей среды от данного поллютанта.

Изложение материала и результаты. В последнее время применяют различные методы очистки воздушного бассейна от летучих фенолов и производственных стоков от растворенного в них фенола. С этой целью используются различные органические и неорганические сорбенты, позволяющие практически полностью извлекать примеси из потока воздуха и сточных вод. Созданы эффективные сорбенты на основе легкодоступных, дешевых, тепло- и кислотостойких диатомитов и бентонитов путем обработки их различными органическими веществами, имеющими в своем составе азот. В литературных источниках указывается на то, что при изучении адсорбции фенола на природных образцах диатомита и бентонита было установлено, что количество адсорбированных молекул на их поверхности не велико. После обработки этих образцов органическими реагентами сильно возрастает их адсорбционное свойство по отношению к молекулам фенола. В результате сравнения адсорбционных свойств указанных образцов по отношению к молекулам фенола было установлено, что бентонит адсорбирует фенол из воздуха и сточных вод в большем количестве, чем диатомит [3].

На сегодня необходимо рассматривать, по крайней мере, два варианта сточных вод: высококонцентрированные по фенолу, которые характерны для коксохимической промышленности, производства фенолформальдегидных смол и других отраслей, содержание фенола в которых составляет от десятых до единиц г/дм^3; низкоконцентрированные, с содержанием фенола 20-40 мг/дм^3. Для очистки сточных вод первого типа используют метод окисления и сорбционную очистку. В последние годы в научной литературе встречаются данные об исследовании механизма окисления фенолов кислородом воздуха. Кислород, в зависимости от условий, восстанавливается с образованием радикалов $HO^{\bullet}$, $HO_2^{\bullet}$, $O^{\bullet-}$ и других активных промежуточных частиц. Все они обладают окислительными или гидроксилирующими свойствами. Из сравнения величин скорости окисления фенолов разного строения следует, что для простых одноатомных фенолов наиболее эффективной является биохимическая деградация. За ней следует фотоактивированный процесс, далее – окислительный радиолиз и взаимодействие с молекулами кислорода. При автоокислении фенолов в нейтральной среде и недостаточном доступе кислорода образуются продукты более токсичные, чем исходные вещества. При окислении фенолов идентифицированы производные гидрохинона и пирокатехина, n- и о-бензохинон, щавелевая, малеиновая и винная кислоты. Автоокисление и окислительный фотолиз помогают обезвредить в стоках, содержащих смесь фенолов, физиологически наиболее активные многоатомные фенолы. Несколько менее вредные простые фенолы подвергаются при этом деградации в гораздо меньшей степени. Наиболее эффективно для их обезвреживания – биологическое окисление. Сравнительно высокая скорость деградации многоатомных фенолов при автоокислении лишь незначительно увеличивается при активации процесса УФ излучением. Алкилзамещенные многоатомные фенолы разлагаются с высокой скоростью в процессе автоокисления и практически не подвержены биохимическому окислению [1, 2, 4].

Привлекательность кислорода и перекиси водорода как окислителей связана с их дешевизной, доступностью и экологической чистотой. Недостаточное внимание к практическому использованию кислорода и перекиси водорода в технологических процессах связано с отсутствием общей картины окислительного действия этих окислителей, путей практической реализа-

ции каталитических систем и отсутствием должного методологического подхода к данной проблеме. Существуют две группы задач, связанных с окислительно-восстановительными превращениями O_2 и H_2O_2. Первая - получение целевого продукта путем селективного окисления исходного субстрата при использовании максимально высоких концентраций последнего. Вторая – неселективная окислительная деструкция органических веществ в условиях низких концентраций в водном растворе (очистка водостоков, самоочищение водоемов). Литературные источники свидетельствуют, что в естественных условиях в природных водах действительно образуются радикалы ($HO^{\bullet}$, RO_2, $O_2^{\bullet-}$), синглетный кислород и перекись водорода. Причем важную роль в процессе генерации этих частиц играют фотохимические реакции. Поэтому, при изучении общей картины химических превращений загрязняющих веществ в окружающей среде необходимым звеном является исследование фотохимических и радикальных реакций различных химикатов [5].

Существенной особенностью природных вод является присутствие в них микропримесей ионов переходных металлов. Эти металлы могут участвовать в реакциях с промежуточными свободными радикалами, перекисью водорода, молекулярным кислородом. Они могут образовывать различные комплексные соединения с компонентами природных вод, обладающими лигандными свойствами, выступать в качестве катализаторов окислительно-восстановительных реакций легко окисляемых компонентов, участвовать в различных фотохимических превращениях. Так как в естественных условиях природная вода обладает окислительной способностью, ионы переходных металлов в основном находятся в окисленной форме (Me^{2+}). Малая доля металла может находиться и в восстановленной форме (Me^{+}), участвуя в активации O_2 и H_2O_2. Следовательно, в системе имеется более или менее постоянная концентрация ионов Me^{2+}, которые наряду с другими окислителями могут участвовать в химических превращениях загрязняющих веществ в природных водах. Наиболее распространенным в природных водах металлом переменной степени окисления является железо. Концентрация ионов железа в водной среде в среднем составляет около 10^{-5} М. В почвенном растворе она гораздо выше. Наряду с ионами железа в природных водах содержится также значительное количество ионов меди – около $3 \cdot 10^{-7}$ М, а также кобальта, марганца, никеля, хрома и других металлов на уровне 10^{-7}-10^{-6} М. С химической точки зрения природная вода в естественных условиях представляет собой многокомпонентную многофазную фотохимическую каталитическую окислительно-восстановительную систему открытого типа Me^{+}-Me^{2+}-O_2-H_2O_2-L-DH_2-S-In-hν (Me - металл переменной степени окисления, L - лиганд, DH_2 -субстрат, обладающий лигандными и восстановительными свойствами, S - вещества, не обладающие такими свойствами, In – акцептор свободных радикалов, образующий нереакционноспособные вторичные радикалы). В такой системе в силу внешних воздействий и побочных процессов поддерживается некоторое квазистационарное пространственно-временное распределение концентраций активных промежуточных частиц [3-5].

Свободные радикалы играют роль как в темновых каталитических процессах окисления, так и в фотохимических процессах, протекающих в природных средах под действием солнечного света. Все активные промежуточные частицы, образование которых возможно в природных водах, можно условно разделить на 4 группы. *Первая группа*, это - радикалы, образующиеся при восстановлении кислорода и окислительно-восстановительных и фотохимических превращениях перекиси водорода, - $HO^{\bullet}$, $HO_2^{\bullet}$, $O_2^{\bullet-}$. *Во-вторых*, это продукты активации O_2 и H_2O_2 ионами металлов переменной степени окисления в восстановленной форме – частиц типа CuO^{+}, CuO_2^{+}. *Третья группа*, это промежуточные продукты фотосенсибилизированных реакций - синглетный кислород и электронно-возбужденные частицы. *В-четвертых*, это всевозможные вторичные свободные радикалы, образующиеся вследствие участия активных промежуточных частиц в окислении присутствующих в природных водах органических соединений. Если химикат взаимодействует с триплетно-возбужденными частицами по механизму переноса атома Н или электрона, то в системе образуются свободные радикалы, участвующие в последующих превращениях. Природа вторичных свободных радикалов определяется как природой исходных соединений, так и природой первично образующихся в системе активных промежуточных частиц. Для $HO^{\bullet}$ наиболее характерны реакции электрофильного присоединения по кратной связи и отрыва атома Н. Меньше изучена реакционная способность радикала $O_2^{\bullet-}$. Этот радикал является эф-

фективным акцептором атома Н и обладает относительно высокой реакционной способностью по отношению к фенолам, гидрохинонам и другим ароматическим соединениям, содержащим лабильный атом Н. Наиболее характерны для радикала $O_2^{\bullet-}$ реакции электронного переноса [4,5].

Выводы и направление дальнейших исследований. Таким образом, прогнозирование способности природных вод к самоочищению от химических загрязнений имеет значение и для решения других задач. Те же подходы и методы исследования могут быть применены для проведения таких водоохранных мер как принудительная интенсификация процессов самоочищения дренажных вод, разработка химической доочистки сбросовых вод предприятий, совершенствование методов контроля состояния природных водоемов, разработка способов детоксикации природной воды.

Список литературы

1. **Барбье М.** Введение в химическую экологию. – М.: Мир, 1978. – 237с.
2. **Беспамятнов Г.П.** Предельно допустимые концентрации химических веществ в окружающей среде / Г.П. Беспамятнов, Ю.А. Кротов. – Л.: Химия, 1985. – 528с.
3. **Вигдорович В.И.** Теоретические основы, техника и технология обезвреживания, переработки и утилизации отходов / В.И. Вигдорович, Н.В. Шель. – М.: КАРТЭК, 2008. – 215с.
4. **Разумовский С.Д.** Озон и его реакции с органическими соединениями. – М.: Наука, 1974. – 213с.
5. **Уотерс У.** Механизмы окисления органических соединений. – М.: Мир, 1986. – 537с.

Рукопись поступила в редакцию 26.02.13

УДК 622.7.092: 542.86

В.П. ШУПОВ,* канд.техн.наук, доц., Р.П. ШАЙДА, ст. преподаватель
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

УЧЕТ КОНТАКТНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ПОМЕХ ПРИ КОНСТРУИРОВАНИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ МЕТАЛЛОДЕТЕКТОРОВ

Рассмотрена проблема конструирования и эксплуатации промышленных металлодетекторов с точки зрения необходимости учета контактных электромагнитных помех. Проведен анализ причин возникновения данной проблемы. Предложено направление повышения помехоустойчивости промышленных металлодетекторов к контактным электромагнитным помехам.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На предприятиях горно-металлургической промышленности используются металлодетекторы для фиксации металлических предметов в транспортных потоках. Типичным случаем является применение конвейерных металлодетекторов для обнаружения металлических предметов опасных размеров в потоке транспортируемых сырьевых материалов. Актуальной и до сих пор не решенной в полном объеме является проблема выявления немагнитных металлических предметов в потоке ферромагнитной руды. Для снижения маскирующего влияния руды используют многочастотные электромагнитные детекторы, регистрирующие слабый сигнал, переизлученный металлическим предметом. В этом случае приходиться отстраиваться от посторонних электромагнитных излучений.

Все электромагнитные помехи, влияющие на работу приемного тракта металлодетектора, работающего в условиях промышленного предприятия, насыщенного электрооборудованием, можно разделить на две группы: помехи от активно излучающих элементов и контактные помехи, возникающие в результате воздействия электромагнитного поля металлодетектора на контакты с переменным электросопротивлением различных изделий с высокой электропроводимостью, которые находятся вблизи датчика металлодетектора.

Знание основных характеристик этих помех необходимо для принятия решения по величине мощности и спектру излучения проектируемого металлодетектора.

Анализ исследований и публикаций. Помехи, создаваемые различным электрооборудованием и возможные методы их подавления достаточно широко описаны в литературе и всегда учитываются разработчиками средств контроля и управления. В то же время помехи, создаваемые механическим оборудованием не содержащим электрических цепей, редко принимаются во внимание. Причиной таких, так называемых «контактных», помех являются контакты с пе-

* © Шайда В.П., Шупов Р.П., 2013

ременным электрическим сопротивлением, находящиеся в зоне электромагнитного поля, например поля излучения самого металлодетектора. Такими контактами являются соприкасающиеся металлические предметы, сопротивление между которыми изменяется по случайному закону. Под воздействием внешнего облучающего поля на металлических конструкциях наводится ЭДС со спектральной структурой облучающего поля. Спектр же тока в конструкциях содержит дополнительные спектральные составляющие, обусловленные изменением контактного сопротивления. Поэтому электромагнитное поле вторичного излучения переменного контакта будет существенно отличаться по спектральной структуре от первоначального облучающего поля.

Постановка задачи. По причине наличия дополнительных помех необходимо предложить направление повышения помехоустойчивости промышленных металлодетекторов к контактным электромагнитным помехам.

Изложение материала и результаты. В общем виде напряженность поля E вторичного излучения переменного контактного сопротивления подчиняется зависимости

$$E = \frac{f(\omega)}{f(R)} i(t) f(\gamma, \alpha),$$

где $f(\omega)$ - функция, учитывающая условия распространения электромагнитной волны; $f(R)$ - функция расстояния между излучателем металлодетектора и переменным контактом; $i(t)$ - функция изменения тока через контакт; $f(\gamma,\alpha)$ - функция направленности облучаемого контакта по азимутальному и зенитному углам.

Контактная проводимость, а следовательно и величина тока $i(t)$ зависит от индуктивности и емкости контактной зоны, ее активного сопротивления, степени проявления электрохимической и термо ЭДС, холодной и тепловой эмиссии.

Энергетический спектр поля помех, создаваемых контактами с трением качения и скольжения при его моногармоническом облучении и предположении, что характеристики контактного соединения флуктуируют по нормальному закону распределения, может быть описан известным выражением [1]

$$S(\omega) = \frac{\pi}{2} \cdot E_m{}^2 \cdot W_o{}^2(\omega) \cdot \left[\delta(\omega - \omega_o) + \delta(\omega + \omega_o)\right] + E_m{}^2 \cdot \sigma^2 \cdot k \cdot \left[\frac{1}{k^2 + (\omega - \omega_o)^2} + \frac{1}{k^2 + (\omega + \omega_o)^2}\right].$$

Здесь E_m - амплитуда напряженности облучающего поля $e(t) = E_m \cdot \cos \omega_0 t$; ω_o - частота облучения; W_o - модуль передаточной функции $W(\omega,t)$ линейного четырехполюсника, описывающего переменный контакт; k - коэффициент, характеризующий скорость изменения $W(\omega,t)$ во времени; $\delta(\omega)$ - дельта функция; σ^2 - дисперсия изменения $W(\omega,t)$.

Из этого выражения следует, что спектр электромагнитного поля постоянную составляющую на частоте облучения ω_o и сплошной спектр излучений, затухающих по мере отклонения частот от центральной частоты ω_o (рис. 1).

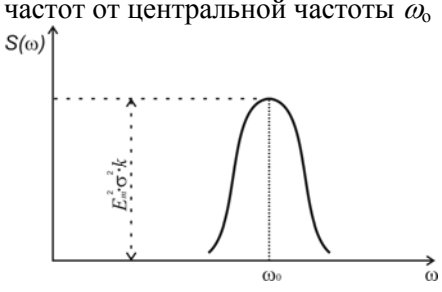


Рис. 1. Спектрограмма контактных помех при облучении линейных контактов моногармоническим излучением

Исследования [2] показали, что выявление металлических предметов в потоке ферромагнитных сырьевых материалов более эффективно при использовании двух или более разнесенных по спектру частот излучения, что позволяет уменьшить влияние маскирующих свойств этих материалов. В этом случае при излучении пачек двух частот ω_1 и ω_2 с одинаковой амплитудой E_m, чередующихся с частотой Ω, спектр поля вторичного излучения контакта подчиняется выражению [1]

$$S(\omega) = E_m{}^2 \cdot W_0(\omega) \cdot T \sum_{n \geq 1} \sum_{i=1}^{2} \left[\frac{e^{-2k_o n(\omega_i + n\Omega)}}{1 + (\omega - \omega_i + n\Omega)^2 T^2} + \frac{e^{-2k_o n(\omega_i - n\Omega)}}{1 + (\omega - \omega_i - n\Omega)^2 T^2}\right].$$

Здесь T=1/Ω - период переключения частотных посылок; k_o - коэффициент ослабления гармонических составляющих облучающего поля $\left(H(\omega) = H_0(\omega) \cdot e^{-k_o n \omega}\right)$.

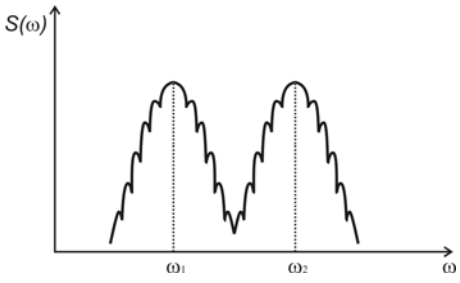


Рис. 2. Спектрограмма контактных помех при облучении линейных контактов двумя чередующимися гармоническими сигналами

Если же считать переменный контакт существенно нелинейным элементом, то картина спектра усложняется . В этом случае контактные помехи возникают не только вблизи основной частоты ω_0, но также и около ее гармоник, убывая с ростом номера гармоники. Поэтому даже при гармоническом излучении на одной частоте спектрограмма резко расширяется по оси частот. При увеличении числа облучаемых частот, как и числа источников излучения, растет число комбинационных частот, порожденных контактными помехами.

Особенно велик уровень контактных помех в диапазоне частот излучения свыше 10^5 Гц. Уровень таких помех достаточен для их фиксации стандартными радиоприемниками чувствительностью порядка 1 мкВ в диапазоне метровых и дециметровых волн если в радиусе до 100 м расположен излучатель мощностью выше 1 кВт.

Выводы и направление дальнейших исследований. Традиционные методы уменьшения влияния помех за счет увеличения мощности излучения в данном случае не приемлемы. Более целесообразно рационально выбрать частоты излучения излучателя и ширину полосы пропускания приемного тракта металлодетектора. И если значения излучающих частот чаще всего приходится выбирать из условия обеспечения максимальной чувствительности к обнаруживаемым металлическим предметам в потоке ферромагнитного сырья, то следует максимально ограничить полосу пропускания для подавления высших гармоник переизлучаемого сигнала. Так, при конструировании конвейерного металлодетектора для железорудной промышленности, способного выявить металлические предметы, в том числе из немагнитных марганцовистых сталей, в потоке дробленой магнетитовой и гематитовой железной руды, приходится использовать излучение на двух частотах, нижняя из которых выбирается в пределах от 100 до 300 Гц, а верхняя от 3 до 7 кГц. Полоса пропускания приемного тракта по низкой и высокой частоте не должна превышать ±10% от основной частоты излучения.

В отдельных случаях возможно применение магнитного экранирования датчика с потенциально опасного направления при помощи стационарно установленного магнитного экрана. Магнитный экран можно выполнить как из ферромагнитных, так и немагнитных материалов. Экран из магнитомягкого ферромагнетика замыкает магнитное поле на себя и экранирует тем лучше, чем больше магнитная проницаемость материала экрана и толщина экрана. С ростом частоты магнитная проницаемость уменьшается, поэтому ферромагнитные экраны эффективны до частоты примерно 10 кГц.

Экран из немагнитного металла экранирует за счет индуцирования в нем вихревых токов и работает эффективно при увеличении электропроводимости металла, особенно на высоких частотах облучения.

В любом случае, по возможности следует при монтаже металлодетектора на объекте выявить и устранить все переменные механические контакты металлических частей оборудования вблизи датчика. Особенную опасность представляет опорный ролик конвейера, находящийся вблизи приемной антенны детектора, тем более, что радиальное биение этого ролика может вызвать модуляцию полезного информационного сигнала. Если позволяют условия эксплуатации, этот ролик лучше вообще демонтировать.

Список литературы

1. **Клементенко А.Я., Панов Б.А. Свешников В.Ф.** Контактные помехи радиоприему. – М.: Воениздат, 1979. – 116 с.

2. **Шупов В.П., Бизин И.В. Крутов П.В.** О поведении железных руд и металлов в высокочастотном электромагнитном поле //Обогащение полезных ископаемых. – М.: Техніка, 1986. – №36. – С. 84-87.

Рукопис подано до редакції 26.03.13

УДК 621.315.052.7 – 621.395.14

О.Н. СИНЧУК, д-р техн .наук, проф., Э.С. ГУЗОВ, канд. техн. наук, доц.,
Р.А. ПАРХОМЕНКО, старший преподаватель
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ ПОТРЕБЛЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ УЧАСТКОВЫМИ ПОНИЗИТЕЛЬНЫМИ ПОДСТАНЦИЯМИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ

В работе получены реальные графики электрических нагрузок УПП железорудных шахт Криворожского железорудного бассейна с целью определения тактики оценки их реальных максимальных и средних значений.

Ключевые слова: участковые подстанции, трансформаторы, графики нагрузок.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Участковые понизительные подстанции (УПП) питают около 40% подземных потребителей электрической энергии (ЭЭ) железорудных отечественных шахт, поэтому анализ процесса потребления ЭЭ на этом уровне общей структуры электроснабжения является задачей важной [1,2]. При всем многообразии применяющихся систем разработки подземных ископаемых основным видом доставки руды до погрузочных люков является скреперная. Системы разработки с вибровыпуском применяются реже, а потребление ЭЭ в этих системах заведомо меньше, чем при скреперной доставке. Поэтому основное внимание было уделено исследованию электропотребления горных участков, использующих скреперную доставку.

Анализ исследований и публикаций. Проведенный анализ показал, что на добычных участках для доставки руды могут применяться скреперные лебедки с асинхронними электрическими двигателями мощностью от 30 до 100 кВт. Однако в подавляющем большинстве случаев используются скреперные лебедки ЛС-30 мощностью 30 кВт, в наибольшей степени удовлетворяющие условиям ведения горных работ, и широко применяемые как на добычных, так и на подготовительных работах.

Одновременно с добычными работами в блоке ведутся подготовительные работы, проходятся новые штреки скреперования. Для уборки породы используются скреперные лебедки, количество которых того же порядка, что и на добычных работах, а в начальный период эксплуатации блока даже больше. Скреперные лебедки подготовительных работ получают питание от той же сети, что и лебедки добычных работ. Очевидно, эти нагрузки должны учитываться совместно как общая суммарная мощность скреперных лебедок в блоках.

Погрузка руды в вагонетки производится вибролюками с электрическими двигателями мощностью 10-14 кВт. Независимо от общего количества люков в заезде, одновременно включается, как правило, один, продолжительность включения которого не превышает 0,5.

Вентиляторы местного проветривания на добычных участках используются редко. Обычно проветривание производится за счет общешахтной депрессии или пневматическими эжекторами. Электрическая энергия потребляется также освещением, сварочными трансформаторами, буровыми станками, электрическими чайниками, которые не оказывают существенного влияния на максимальные загрузки. Всё это составляет общую суммарную электрическую загрузку УПП железорудных шахт.

Постановка задания. Целью работы является получение реальных графиков электрических нагрузок УПП железорудных шахт Криворожского железорудного бассейна и определение тактики оценки их реальных максимальных и средних значений.

Изложение материала и результаты. С целью достижения требуемой реальности и достоверности при построении электрических нагрузок УПП шахт Криворожского железорудного бассейна на протяжении ряда лет проводились экспериментальные исследования. Для этого был разработан измерительный комплект аппаратуры, который позволял регистрировать потребление активной и реактивной энергии в функции времени. Всего было получено более 500-т показаний различных УПП ряда шахт. По данным таблиц были построены фактические графики нагрузок участков и трансформаторов и определены характеристики графиков нагрузки: максимальные нагрузки, продолжительность максимальных нагрузок, средние нагрузки, среднеквадратичные нагрузки, коэффициенты заполнения графиков нагрузки, коэффициенты мощ-

© Синчук О.Н., Гузов Э.С., Пархоменко Р.А., 2013

ности, удельные расходы электроэнергии и другие представляющие интерес величины.

Для иллюстрации величины и характера нагрузок построены суточные графики нагрузки трансформаторов и некоторых участков за наиболее загруженные сутки (рис. 1–10), а в таблице 1 приведены некоторые характеристики приведенных суточных графиков загрузок.

Анализ приведенных графиков нагрузки показывает, что реально используется лишь около 30% трансформаторной мощности, предусмотренный на подстанциях, в том числе на УПП.

В то же время коэффициент формы графиков находится в пределах 1,12-1,5, что говорит о большой неравномерности нагрузки. А коэффициент заполнения суточного графика нагрузки изменяется в пределах 0,27-0,56, продолжительность максимальной нагрузки 4-8 час. В зависимости от сочетания этих величин по диаграмме нагрузочной способности [3] может быть определена величина допустимой перегрузки трансформатора сверх номинальной мощности. При наихудшем сочетании, а именно - коэффициенте заполнения графика нагрузки 0,6 и длительности перегрузки 8 часов, допустимая перегрузка составляет 15%.

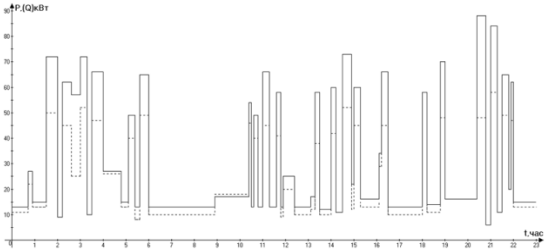


Рис. 1. Графики нагрузки трансформатора 1 УПП – 3 ш. Артём – 1-

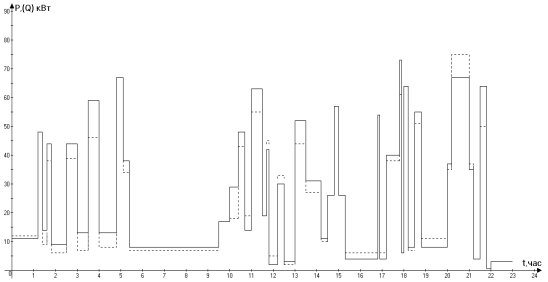


Рис. 2. Графики нагрузки трансформатора 2 УПП – 3 ш. Артём – 1

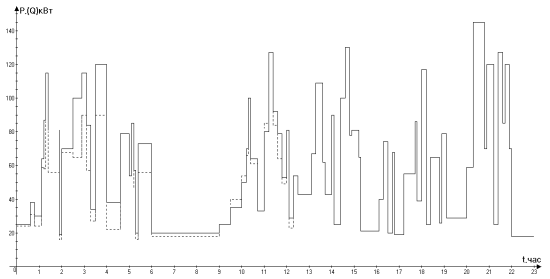


Рис. 3. Графики нагрузки УПП-3 ш. Артём-1

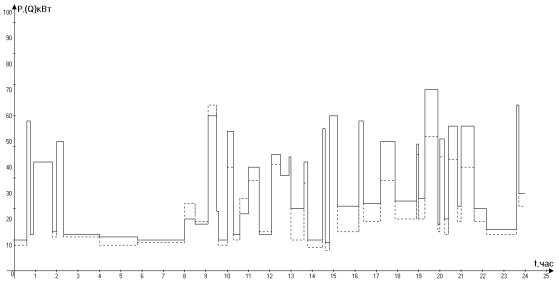


Рис. 4. Графики нагрузки трансформатора 1 УПП-5 ш. Артём-1

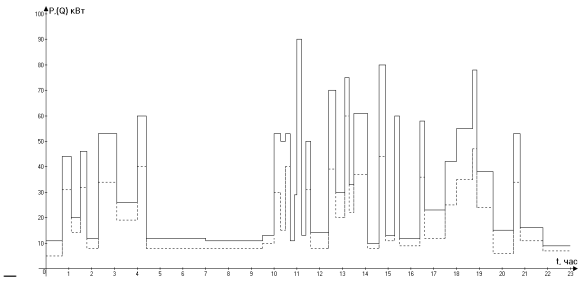


Рис. 5 Графики нагрузки трансформатора 2 УПП – 5 ш. Артём – 1-

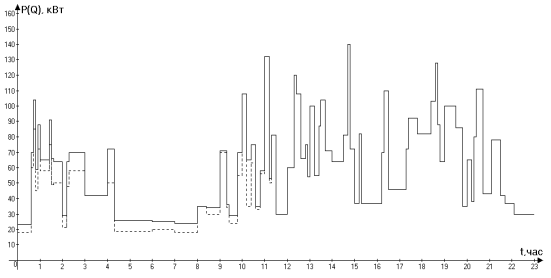


Рис. 6. Графики нагрузки трансформатора 2 УПП – 5 ш. Артём – 1

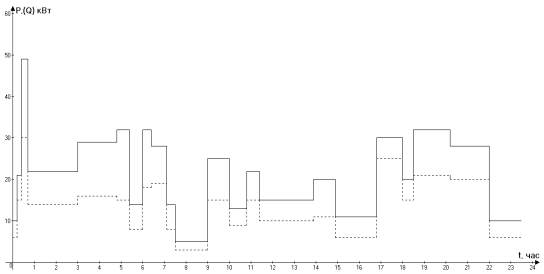


Рис. 7. График нагрузки орта 7 ш. Центральная

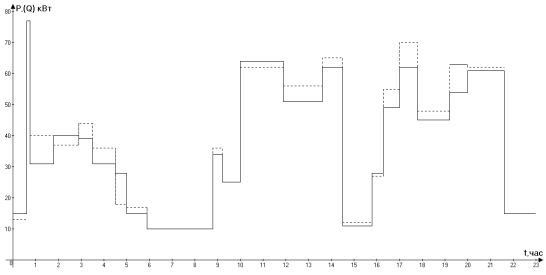


Рис. 8. График нагрузки трансформатора 3 УПП – 10 ш. Саксагань

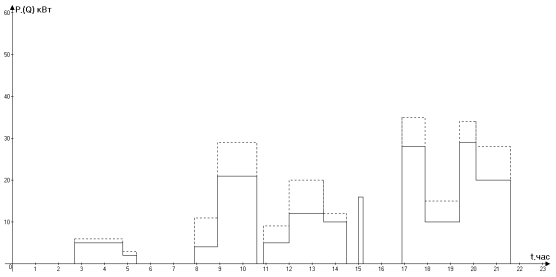


Рис. 9. График нагрузки трансформа тора 2 УПП – 10 ш. Саксагань

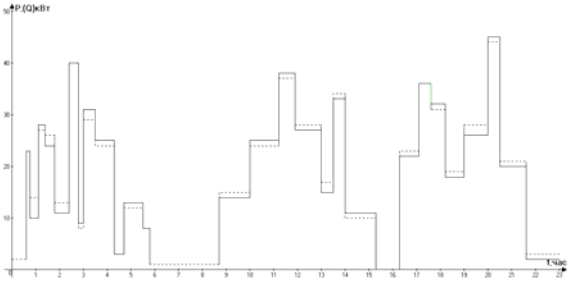


Рис.10. График нагрузки орта 209 ш. Саксагань

Для определения основных исходных данных, необходимых для проектирования или реконструкции УПП, было обработано около 50 регистограмм суточных графиков нагрузок трансформаторов четырех подстанций, снятых на шахтах «Артем», «Центральная» и «Саксагань». Обработка экспериментальных данных и определение статистических характеристик суточных графиков нагрузок производились с использованием известных методов математической статистики, обеспечивающих точность и достоверность расчётов.

Таблица 1

Характеристика графиков нагрузки рис. 1 – 10

№ рис.	Наименование	Средняя мощность, $P_{ср}$, кВт	Среднеквадратичная мощность, $P_{ср.кв.}$, кВт	Коеф. формы $K_ф = \frac{P_{ср.кв.}}{P_{ср.}}$	Максимальная 30-минутная мощность, P_{max} , кВт	Коэф. заполнения суточного графика $K_{з.п.} = \frac{P_{ср}}{P_{max}}$
ш. Артём						
1	Тр-р 1 УПП – 3	27	37,1	1,37	68,3	0,4
2	Тр-р 2 УПП - 3	21,1	29,3	1,39	67,6	0,31
3	Нагрузка УПП - 3	48,1	63	1,3	133	0,36
4	Тр-р 1 УПП - 5	26,4	32,4	1,23	70,3	0,37
5	Тр-р 2 УПП - 5	26,4	33,8	1,28	67,5	0,39
6	Нагрузка УПП - 5	52,8	70,1	1,33	97,5	0,54
ш. Центральная						
7	Орт 7	20,4	23,9	1,17	43,9	0,46
ш. Саксагань						
8	Тр-р 3 УПП - 10	32,8	36,9	1,12	58,8	0,56
9	Тр-р 2 УПП - 10	7	10,7	1,5	26,2	1,27
10	Орт 209	14,9	19,4	1,3	44,1	0,34

За период измерений определялись следующие статистические характеристики сменных графиков нагрузки УПП (по вводам подстанций и по фидерам, питающим добычные участки).

Усредненное значение мощности за период измерений. Для расчета принимались значения мощности P_i в период работы механизмов на временном интервале 30 мин и более, а всплески продолжительностью менее 30 мин усреднялись с прилегающими значениями мощности на 30-ти минутном интервале

$$P_{ср} = \frac{\sum_1^n P_i}{n}, \quad (1)$$

где n - число интервалов значений мощности принятых для расчета.

Среднее квадратическое отклонение значений мощности

$$\sigma_{ср} = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_1^n (P_i - P_{ср})^2}. \quad (2)$$

При доверительной вероятности определения значений мощности Ф=0,98 и известном числе степеней свободы $k=n-1$ с помощью распределения Стьюдента [4] определялась величина гарантийного коэффициента отклонения t .

Максимальная величина доверительного интервала значения мощности определялась по формуле

$$P_{max} = P_{ср} + t \cdot \sigma_{ср}. \quad (3)$$

Выполненные расчёты сведены в табл. 2.

Таблица 2

Максимальные нагрузки и коэфициенты спроса

№ пп	Рудник, шахта, горизонт, подстанция, участок	$P_{ср}$, Вт	$\sigma_{ср}$, Вт	$N_д$	T (p= 0,98)	P_{max}, Вт	$P_{уст}$, Вт	$K_с$, факт.	$K_с$, расч.	$\Delta K_с$, %
ш. Артём гор.- 1045м, УПП-3										
1.	Секция №1	47,5	14,8	67	2,4	83	273	0,3	0,321	+6,9
2.	Участок №12	37,4	14,5	61	2,4	72	249	0,29	0,332	+14,5
3.	Секция №2	41,6	15,1	57	2,4	78	215	0,36	0,354	-1,67
4.	Участок №1	40,8	12,3	58	2,4	70	186	0,37	0,377	+0,5
ш.Артем гор.-1135 м, УПП-5										
1.	Секция №1	47,3	11,5	57	2,4	75	300	0,25	0,31	+24
2.	Участок №4	34	9,9	49	2,4	57,8	273	0,16	0,321	+100
3.	Секция №2	46	15,2	43	2,42	83	478	0,174	0,27	+55
4.	Участок №5	12,2	4,6	33	2,45	23,5	386	0,061	0,285	+367
ш. Центральная гор.-1065 м, Тяговая п/ст.										
1.	Секция №1	98	15,7	102	2,36	135	656	0,205	0,228	+11,2
2.	Заезд №4	13,4	3,2	27	2,48	21,4	18,5			
3.	Заезд №7	27,6	6,8	76	2,38	43,8	143	0,306	0,326	+6,54
4.	Заезд №10	16	5,1	68	2,4	28	91	0,108	0,398	+29,2
5.	Заезд №16	10,5	2,8	25	2,49	17,5	128	0,137	0,33	+140
6.	Заезд №22	11	3,75	19	2,55	20,6	131	0,157	0,337	+114
ш. Саксагань гор.-1020 м, УПП-10										
1.	Секция №2	10,7	7,1	24	2,5	28,5	95,5	0,3	0,388	+29,3
2.	Секция №3	44,2	9,63	32	2,45	67,8	630	0,108	0,228	+112
3.	Орт 205	19,3	5,9	38	2,43	33,5	341	0,1	0,253	+153
4.	Орт 209	26,3	7,2	43	2,42	43,7	280	0,156	0,264	+69,2

5. Средний расход активной электроэнергии за смену

$$W_{а\,ср.} = \frac{\int_1^n W_{а\,i}}{n}, \quad (4)$$

где $W_{а\,i}$ - расход активной электроэнергии за конкретную смену, кВт*ч; n - число исследованных смен.

6. Среднее квадратическое отклонение расхода электроэнергии за смену от её среднего расхода за смену, при ограниченном количестве измерений ($n < 30$)

$$\sigma_{W_{а\,ср.}} = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_1^n (W_{а\,i} - W_{а\,ср.})^2}. \quad (5)$$

7. При доверительной вероятности измерения расхода электроэнергии Ф=0,95, определялась величина гарантийного коэффициента отклонения расхода ЭЭ за смену.

Максимальное значение доверительного интервала расхода электроэнергии за смену

$$W_{а\,max} = W_{а\,ср} + t \cdot \sigma_{W_{а\,ср}}. \quad (6)$$

9. Доверительный интервал усредненного максимального значения мощности

$$P'_{max} = \frac{W_{а\,max}}{7}, \quad (7)$$

где 7 - продолжительность смены, час.

Значение расчетной нагрузки по методу коэффициента спроса зависит от установленной мощности и от коэффициента спроса определяемого для однородных групп потребителей [3,4] или же [4] по эмпиричериским формулам для смешанных групп потребителей.

Фактический (экспериментальный) коэффициент спроса (приведенный в табл. 2.) для исследованных групп потребителей определялся по формуле:

$$K_{\text{с факт}} = \frac{P_{max}}{P_{\text{уст}}}, \quad (8)$$

где $P_{\text{уст}}$ - суммарная установленная мощность потребителей на исследуемом участке.

Для использования в проектной практике необходим расчетный коэффициент спроса, величина которого зависит от варианта расчета. Обычно для подсчета электрических нагрузок методом коэффициента спроса используют три коэффициента: $K_{\text{с}}$- коэффициент спроса для однородной группы потребителей; $K_{\text{см}}$ - коэффициент смещения максимума, зависящий от количества потребителей; $tg\varphi$ - коэффициент мощности.

Коэффициенты, необходимые для расчета нагрузки по этому методу, определялись из графиков нагрузки следующим образом:

Коэффициент использования фактический: $К_{\text{и факт}} = P'_{max}/P_{\text{уст}}$.

Эффективное число потребителей $n_{\text{эф}}$ определялось по методике, приведенной [4].

Коэффициент максимума фактический определяли по кривым: $К_{\text{м факт}} = f(n_{\text{эф}}; К_{\text{и факт}})$.

Расчетная нагрузка, при фактическом коэффициенте максимума: $P'_{\text{расч}} = К_{\text{м факт}} \cdot P'_{max}$.

Погрешность вычислений $P'_{\text{расч}}$ по сравнению с максимальной величиной доверительного интервала значения мощности P_{max} : $P'_{\text{расч \%}} = \frac{P'_{\text{расч}} - P_{max}}{P_{max}} 100\%$.

Расчетный коэффициент максимума $К_{\text{м р}}$ при наиболее вероятном значении группового коэффициента использования $К_{\text{и р}}$, принятого на основании проведенных исследований равным 0,15, определяется аналогично п.3.

Расчетная нагрузка при $К_{\text{м р}}$: $P_{\text{расч}} = К_{\text{и р}} \cdot К_{\text{м р}} \cdot P_{\text{уст}}$.

Погрешность расчета $P_{\text{расч}}$, по сравнению с P_{max}: $\Delta P_{\text{расч \%}} = \frac{P_{\text{расч \%}} - P_{max}}{P_{max}} 100\%$.

На основании проведенных исследований произведен расчет средневзвешенного $tg\varphi$ по каждому исследуемому вводу и участку, а также по всем вводам и участкам

$$tg\varphi_{\text{с в}} = \frac{\sum_1^n W_{p\,i}}{\sum_1^n W_{a\,i}}, \quad (9)$$

где $\sum_1^n W_{p\,i}$ и $\sum_1^n W_{a\,i}$ - расход активной и реактивной энергии по вводу (участку) за исследуемый промежуток времени.

Данные расчета приведены в табл. 3.

В соответствии с программой исследований при производстве измерений активной и реактивной мощности каждого фидера фиксировались также значения сменной производительности по отдельным блокам и присоединениям в целом непосредственно в местах разгрузки по опрокидах соответствующих горизонтов. Регистрация исследуемых параметров производилась в течение 143 смен на 11 добычных блоках и 106 смен на 7 вводах силовых трансформаторов участковых подстанций. Изменение производительности, как технологического показателя зависит от множества факторов, главенствующими из которых являются горнотехнологические условия и порядок организации работ. Влияние же данный показатель на электропотребление оказывает косвенное, в результате чего, как показывают исследования, связь между расходом ЭЭ и производительностью слабо коррегирована.

Подобные исследования, проведенные ранее к.т.н. В.Ф. Калиниченко, Щеткой В.Ф. и некоторыми другими учеными [2,5], также показывали недостаточную связь между электропотреблением и производительностью: корреляционное отношение для наиболее распространенной системы подэтажного обрушения составляло всего r =0,66. Исходя из вышеизложенного данный метод не может дать достаточно обоснованных результатов и его практическое использование возможно только при наличии обширных и постоянно обновляемых исследований.

Таблица 3

Коэффициент мощности

№ пп	Шахта, горизонт п/ст, участок	$\sum_1^n W_{at}$к Вт·ч	$\sum_1^n W_{pt}$, кВАр·ч	$tg\varphi_{c.в}$	$\sum_1^n W_{atmax}$ кВт·ч	$\sum_1^n W_{ptmax}$ кВАр·ч	$tg\varphi_{max}$	P_{max} кВт	$Q_{max,}$ кВар	$S_{max,}$ кВА
ш. Артём, гор. 1025 м, УПП - 3										
1.	Секция №1	2966	2590	0,91	511,3	375	0,73	83	60,6	103
2.	Участок №12	1947	1304	0,67	536	353,4	0,66	72	47,5	86,3
3.	Секция №2	1115	1030	0,92	377	377	0,846	78	66	102
4.	Участок №1	1548	1471	0,95	476	476	0,82	70	57,4	90,5
ш. Артём, гор. 1135 м, УПП - 5										
1.	Секция №1	2378	1859	0,78	546	386	0,706	75	53	92
2.	Участок №4	1237	939	0,76	188	137	0,73	57,8	42,2	71,6
3.	Секция №2	2109	1483	0,703	377,4	275,6	0,73	83	60,6	103
4.	Участок №5	432	871	2,02	128	216	1,69	23,5	39,7	46

При расширении «географии» исследований необходим был комплексный подход со строгим учетом основных влияющих факторов по системам отработки блоков, степени механизации технологических операций, квалификации персонала и др.

В ходе этих исследований в процессе измерений фиксировались сменный расход электроэнергии, сменная добыча участка или группы блоков, количество и установленная мощность потребителей электрической энергии. Целесообразность выполнения замеров обусловлена тем, что норма удельного расхода ЭЭ, следовательно, и планируемое потребление ЭЭ не являются величинами постоянными и неизменными, а относятся к определенному уровню производства работ по добыче железной руды. Полученные данные дали возможность определить удельный реальный расход электроэнергии $Э_у$ на 1т добываемой сырой руды.

Выводы и направление дальнейших исследований. Из проведенного анализа выяснилось, что диапазон изменения удельного расхода электрической энергии на вводах силовых трансформаторов (включающих группу участков) составляет $0{,}273 < Э_у п/ст <$ 0,904, а по отдельным блокам 0,173$< Э_у <$0,593.

Характер изменения $Э_у$ зависит от значений технологических удельных расходов по отдельньм операциям. Общий расход электрической энергии, потребляемой участком (блоком), состоит из двух составляющих:

непосредственно не зависящей от производительности участка (энергия, потребляемая вентиляторами частичного проветривания, осветительными и другими приборами). Эта составляющая колеблется в определенных пределах, так как потребители не работают строго установленное число часов в смену;

непосредственно зависящей от производительности участка энергия, потребляемая скреперными лебедками, вибролюками). В среднем с ростом производительности участка увеличивается расход электроэнергии на скреперование.

В результате $Э_у$ на 1т руды, представляющий отношение общего расхода ЭЭ в смену к сменной производительности участка, с увеличением производительности уменьшается.

Список литературы

Електрифікація гірничого виробництва: Підручник для ВНЗ: у 2-х т. – Вид. 2-ге перероб. та допов./ За рецензією **Л.О. Пучкова і Г.Г. Півняка**. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. т.1. – 503 с.

Щетка В.Ф., Єпісахов Ю.Я., Ткачук А.И. Разработка и внедрение високоэффективных систем электроснабжения шахты. КГРИ. Отчет по НИР, тема 20-372-80., Кривой Рог, 1981 с.125.

Кудрин Б.И. Электроснабжение промышленных предприятий. Учебник для студентов высших учебных заведений / Б.И. Кудрин – 2-е изд. – М.: Интермет Инжиниринг, 2006. – 672 с.

Щуцкий В.И., Ляхомский А.В., Крицевый Ю.Т. Прогнозирование энергопотребления на основе факторных моделей. Межвузовский сборник «Безопасность и надежность электроснабжения». – Норильск, 1989. – с. 77 – 81.

Калиниченко В.Ф. Определение нагрузки на шинах подземной подстанции шахты.НИГРИ. Бюллетень НТИ., Кривой Рог, 1980 с.87.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.647.2+622.693

Т.В. АЛЕКСАНДРОВА, ГП "ГПИ "Кривбасспроект"
В.А. МЕЛАЩЕНКО*, канд.техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ УСТРОЙСТВА РОЛИКОВОГО ТИПА ДЛЯ ЗАХВАТА ЛЕНТЫ НАКЛОННОГО КОНВЕЙЕРА ПРИ ОТКАЗЕ ЕГО ТОРМОЗНОЙ СИСТЕМЫ

Дано описание конструкции и принципа работы устройства для улавливания ленты наклонного конвейера в случае ее самопроизвольного схода вниз в результате отказа тормозной системы конвейера. Рассмотрена принципиальная схема эксцентрикового ловителя, а также приведена математическая модель для расчета подобного устройства.

Ключевые слова: наклонный конвейер, лента, руда, устройство для улавливания ленты

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время транспортировка руды на ГОКах с нижних горизонтов на борт карьера производится, как правило, при помощи мощных наклонных конвейеров. Наиболее уязвимым элементом конвейера является лента. Именно проблемы с конвейерной лентой вызывают максимальное количество аварий на конвейерах. Если в результате каких-то неполадок не срабатывает тормозная система конвейера, то груженная лента под действием лежащей на ней породы на высокой скорости уходит вниз. Поскольку скорость схода ленты может превышать 60 км, то лежащая на ленте руда сбрасывается на пол галереи, крупные куски руды разлетаются во все стороны, и травмируют значительную часть ленты как рабочей, так и холостой ветви, а также разрушают металлоконструкцию конвейера. Поэтому остро стоит вопрос не только о разработке действующей модели ловителя, но и о наличии математической модели для такого ловителя.

Анализ исследований и публикаций. Известно достаточно много моделей ловителей конвейерной ленты. Они обычно имеют простую конструкцию, но имеют не высокую эксплуатационную надежность из-за того, что они срабатывают под действием дополнительного привода или от сигнального устройства.

Изложение материала и результаты. Предупреждение самопроизвольного скоростного схода ленты вниз вместе с лежащей на ней рудой и предотвращение аварийной ситуации возможно при условии остановки ленты в самом начале ее движения вниз конвейера. Для этого необходимо знать изменение скорости ленты в первые секунды ее движения и время набора лентой максимальной скорости. Предлагаемое устройство для захвата ленты наклонного конвейера относится к улавливающим устройствам маятникового типа [1]. Исполнительным органом устройства является ролик, контактирующий с холостой ветвью конвейера.

Схема устройства представлена на рис. 1.

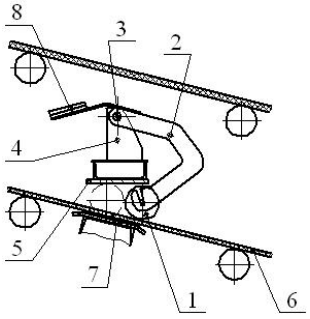


Рис. 1. Схема улавливающего устройства

Исполнительный орган устройства состоит из ролика 1, установленного на нижних концах рычагов 2, связанных через шарниры 3 и опорные стойки 4 с верхней опорной балкой 5, Балка установлена под углом $\alpha_б$ к холостой ветви 6 конвейерной ленты, под которой находится упорный стол 7. Исполнительный узел уравновешивается контргрузом 8, жестко связанного с верхними концами рычагов 2.

Защемление ленты 6 роликом 1 происходит за счет его закатывания в клиновидную щель, образованную упорной балкой 5 и опорным столом 6.

Подробное описание устройства и принцип его действия приведены в Патенте [2].

Определение стягивающего усилия, действующего на конвейерную ленту

Величина стягивающего усилия в основном зависит от веса груженной части ленты, от веса лежащей на ней руды, от угла наклона конвейера и от величины сопротивления движению лен

* © Мелащенко Т.В., Мелащенко В.А., 2013

ты вниз. Оно составляет $P_{ст}$

$$\overline{P}_{cm} = q_p l_н k_{mp} \sin\alpha \,. \qquad (1)$$

Длина ленты конвейера, расположенной ниже улавливающего устройства равна

$$l_н = l \cdot n$$

где $q_р$ - - вес руды, приходящийся на один метр длины ленты, кг; l - расстояние между роликоопорами, м; n – число роликоопор, расположенных ниже улавливающего устройства; α - угол наклона конвейера, град.; k_{mp} - коэффициент трения ленты об элементы конструкции конвейера.

Определение величины заклинивающего усилия устройством.

Для определения сил, действующих на элементы устройства и ленту конвейера, составим его расчетную схему (рис.2).

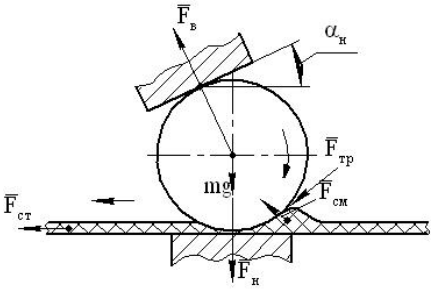
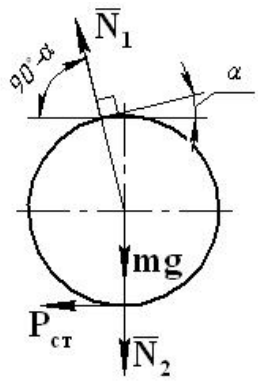


Рис. 2 Схема к определению сил, действующих на оборванную часть ленты при ее захвате

Рабочий орган состоит из клиновидной щели, составленной упорной балкой 1 и опорным столом 2, ленты конвейера 3, размещенной над опорным столом и ролика 4, лежащего на ленте (рис. 2).

Обозначения на рисунке:

P_{cm} - стягивающее усилие; F_1 - сила трения между роликом и упорной балкой; F_2 - сила трения между лентой и опорным столом; F_{mp} - сила трения между роликом и лентой; F_{cm}- сила смятия ленты; N_1 - суммарное давление ролика на упорную балку; N_1- реакция давления на опорный стол; f_1 - коэффициент трения-скольжения (в предельном случае – покоя) между роликом и упорной балкой и между лентой и опорным столом. Для расчетов принимаем $f_1=k_{mp}$;$\alpha_н$ - угол наклона верхней балки.



Рассмотрим систему сил, действующих на ролик в случае их равновесия при окончательном захвате ленты (рис. 3).

Рис. 3. Схема сил, действующих на ролик при его равновесии

Суммарная сила, действующая на ролик

$$F_c = F_2 - F'_2 \qquad (2)$$

$$\sum_{k=1}^{n} kx = 0$$

$$F_1\cos\alpha_н - F'_2 - F_2 - N_1\sin\alpha_н = 0 \qquad (3)$$

$$\sum_{k=1}^{n} k = 0y$$

$$N_2 - N_1\cos\alpha_н - F_1\sin\alpha_н - P_{cm} = 0 \qquad (4)$$

Из уравнения (2) при

$F_1 = k_{mp} N_1$

находим

$$N_1(k_{mp}\cos\alpha_н - \sin\alpha_н) = F'_2 \qquad (5)$$

При выполнении приближенного равенства

$$F_c \approx F_2 + F'_2 = q_p \cdot l \cdot n \cdot \sin\alpha_н \qquad (6)$$

имеем

$$N_1 \cdot (k_{mp}\cos\alpha_н - \sin\alpha_н) = \frac{q_p \cdot l \cdot n \cdot \sin\alpha_н}{2} \qquad (7)$$

или

$$N_1 = \frac{q_p \cdot l \cdot n \cdot \sin\alpha_н}{2\cos\alpha_н g(k_{mp} - tg\alpha_н)} \qquad (8)$$

где α - угол наклона конвейера.

При $tg\alpha_н \to k_{mp}$, реакция N_1,становиться бесконечно большой. Поэтому равенство $tg\alpha_н \approx k_{mp}$ можно использовать для оценки угла $\alpha_н$ клиновидной щели. При малых углах $tg\alpha_н \approx \alpha_н$, следовательно, угол $\alpha_н$ при известном коэффициенте k_{mp} определяется только этой величиной, и поскольку k_{mp} для стали лежит в пределах 0,1–0,25 то и $\alpha_н$ лежит в пределах 10-25 градусов.

Из уравнения (3) находим заклинивающее ленту усилие как реакцию давления ролика на опорный стол

$$\begin{aligned} &N_2 - N_1 \cos_{н1} N_1 k_{mp} \cdot \sin\alpha_н - P_{cm} = 0 \\ &N_2 - N_1(\cos_н N_1 k_{mp} \cdot \sin\alpha_н) - P_{cm} = 0 \\ &N_2 = P_{cm} + N_1(\cos_н + k_{mp} \cdot \sin\alpha_н). \end{aligned} \quad (9)$$

$$N_2 = P_{cm} + \frac{q_p \cdot l \cdot n \cdot \sin\alpha_н}{2\cos\alpha_н g(k_{mp} - tg\alpha_н)}(\cos\alpha_н + k_{mp}\sin\alpha_н) \quad (10)$$

Следовательно, если при tg$\alpha_н$; k_{mp}, когда реакция N_1 становится большой, то такой же большей становится и сила N_2, удерживающая ленту и стремящаяся к бесконечности $N_2 \to \infty\infty$.

По величине заклинивающего усилия представляется возможным по известным методикам курса сопротивления материалов определить прочностные параметры, как самого исполнительного органа, так и каркаса устройства

Определение величины смещения ленты при ее захвате устройством

В режиме эксплуатационного режима работы конвейера элементы конструкции захватывающего устройства расположены на расстоянии от ленты с зазорами δ_1 и δ_2 для предотвращения износа ее обкладок (рис. 4).

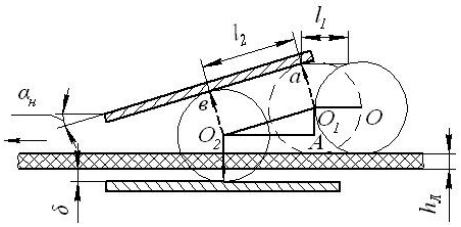


Рис. 4. Расчетная схема величины пути ленты при захвате ее устройством

Приняв, что при захвате ленты эксцентрик сжимает ее максимум на величину половины ее толщины $h_л$, определяем вертикальную составляющую смещения ленты.

Из треугольника O_2AO_1 находим

$$AO_1 = (h_л / 2) + \delta_1 \quad (11)$$

$$\frac{AO_1}{O_2A} = \frac{h}{l_{\max}};\ h = \frac{h_л}{2} + \delta_1;\ \frac{h}{l_{\max}} = \text{tg}\alpha_n;\ l_{\max} = \left(\frac{h_л}{2} + \delta\right)\text{tg}\alpha_n; \quad (12)$$

Скорость движения ленты во время ее захвата устройством

Скорость движения ленты зависит от ее загруженности, но поскольку при уходе ленты, она набирает большую скорость, то начинается разлет руды с конвейерной ленты, поэтому скорость движения ленты после отказа тормозной системы может быть определена по формуле

$$v = \frac{t - k_c t^2}{1 - k_c t^2} k_{mp} g \sin(\alpha) \quad (13)$$

где k_c- коэффициент «сбрасывания» руды» имеет размерность 1/с=c^{-1} изменяется от 0 до 1; t - время от начала движения ленты, до срабатывания ловителя

Все вместе эти аналитические выражения составляют математическую модель эксцентрикового улавливающего устройства ленты наклонного конвейера при отказе его тормозной системы, по которым возможно определить все необходимые конструктивные параметры улавливающего устройства.

$$\begin{cases} P_{cm} = f \cdot q_p \cdot l_н \cdot k_{mp} \cdot \sin\alpha_н \\ N_2 = P_{cm} + \dfrac{q_p \cdot l \cdot n \cdot \sin\alpha_н}{2\cos\alpha_н g(k_{mp} - tg\alpha_н)}(\cos\alpha_н + k_{mp}\sin\alpha_н) \\ l_{\max} = h \cdot tg\alpha_н = \left(\dfrac{h_л}{2} + \delta_1\right) \cdot tg\alpha_н \\ v = \dfrac{t - k_c \cdot t^2}{1 - k_c \cdot t^2} \cdot k_{mp} \cdot g \cdot \sin\alpha_н \end{cases} \quad 14)$$

Выводы. Для удержания ленты наклонного конвейера при ее самопроизвольном сходе вниз необходимо при помощи исполнительной части улавливающего устройства приложить к ленте защемляющее усилие, превышающее в несколько раз стягивающее усилие.

При увеличении стягивающего усилия, действующего на ленту, увеличиваются и силы, заклинивания ленты, что обеспечивает надежное ее удержание при поперечном порыве

Величина хода рабочего элемента устройства не превышает 200 мм.

Улавливающие устройства способны надежно удерживать ленту наклонного конвейера при в самом начале ее самопроизвольного схода вниз.

Список литературы

1. **Л.Г. Шахмейстер, П.А. Ляшкевич, В.Г. Фохтин** Ловители для наклонных ленточных конвейеров. М. ЦНИЭИуголь, 1972.

2. **Т.В.А лександрова**, Пристрій для уловлювання стрічки похилого конвеєра при відмові його гальмової сиситеми. Патент на корисну модель UA 34497 B65G 43/00 Бюл.№15 2008 р.

3. **Л.Г. Лойцянский, А.И. Лурье**. Курс теоретической механики. Том 2. Динамика. М. «Наука». 1983 г. Стр. 172 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 004.9: 622.1: 622.271

А.С. ЗЕЛЕНСКИЙ, д-р техн. наук, проф., В.С. ЛЫСЕНКО, канд. эконом. наук, доц.
КЕИ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ПОСТРОЕНИЕ КРИВЫХ И ПОВЕРХНОСТЕЙ ПРИ РЕШЕНИИ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Приводятся результаты реализации в компьютерной графике построения кривых и поверхностей с использованием полиномиальных методов, методов интерполяции кубическими сплайнами, а также методов с использованием B-сплайн кривых и Nurbs-поверхностей при решении горно-геометрических задач.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Для решения горно-геометрических задач, входящих в состав интегрированных горных пакетов, возникает необходимость построения кривых и поверхностей. Это построение применяется для пространственной изменчивости качественных показателей, оконтуривания рудных тел в 2D и 3D-графике, моделирования дневной поверхности карьера, а также оценке ее сдвижения, подсчета запасов и учета добычи руд.

Анализ исследований и публикаций. В настоящее время широко используются следующие методы построения кривых и поверхностей для решения горно-геометрических задач:

1. Метод построения с использованием полинома.
2. Методы построения с помощью интерполяционных кубических сплайнов.
3. Методы построения с помощью B-сплайнов.

Следует отметить, что для проведения исследований важно иметь собственные отечественные разработки. Применение инструментальных средств программирования и компьютерной графики позволяет имитировать различные исходные данные и применять к ним различные методы построения кривых и поверхностей. Такой подход намного эффективней, чем применение стандартных пакетов таких как MS Excel, Matlab. Так, MS Excel при построении полиномиальных кривых ограничивается 6-й степенью, в пакете Matlab, несмотря на то что он является мощной математической лабораторией – отсутствуют методы построения полиномиальных поверхностей, а также реализованы только отдельные виды интерполяционных сплайнов.

В этой связи авторами предлагается разработанный пакет построения кривых и поверхностей на языке программирования Visual C++ под Windows с использованием открытой графической библиотеки OpenGL для работы с компьютерной графикой. Отдельные модули данного пакета интегрированы в информационной системе геолого-маркшейдерского обеспечения.

Постановка задачи. Основной целью статьи является сравнительная характеристика методов построения кривых и поверхностей с использованием полиномов, интерполяционных сплайнов, B-сплайнов, реализация их в компьютерной графике, а также выбор наиболее эффективного метода для решения горно-геометрических задач. При этом должны достигаться максимальная точность и минимальные затраты труда на подготовку исходных данных.

© Зеленский А.С., Лысенко В.С., 2013

Изложение материала и результаты. В практике часто возникают ситуации когда по числовым данным необходимо определить зависимость и вычислять значение этой зависимости от заданного аргумента. При построении кривых необходимо определить такую функцию $y = f(x)$, которая наиболее точно характеризует зависимость результирующего показателя от выбранного фактора.

Для расчета параметров кривой используют метод наименьших квадратов, обеспечивающий минимум суммы квадратов отклонений между фактическими и полученными значениями, т. е. чтобы соблюдалось условие

$$\sum_{i=1}^{n}\left(y_i - \hat{y}_i\right)^2 \to \min,$$

где y_i - фактическое значение результирующего показателя; $\hat{y}_i$ - вычисленное значение показателя; n – количество наблюдений.

Например, зависимость результирующего показателя y от фактора x выражена линейной зависимостью

$$y = a + bx,$$

где a и b - неизвестные коэффициенты уравнения регрессии.

Найдя частные производные по параметру a и b для нахождения неизвестных имеем систему из двух линейных алгебраических уравнений

$$\begin{cases} na + b\sum_{i=1}^{n} x_i = \sum_{i=1}^{n} y_i \\ a\sum_{i=1}^{n} x_i + b\sum_{i=1}^{n} x_i^2 = \sum_{i=1}^{n} x_i y_i \end{cases}$$

Решая данную систему линейных уравнений, получаем формулы для вычисления значений параметров

$$a = \frac{\sum_{i=1}^{n} y_i - b\sum_{i=1}^{n} x_i}{n}$$

и

$$b = \frac{n\sum_{i=1}^{n} x_i y_i - \sum_{i=1}^{n} x_i \sum_{i=1}^{n} y_i}{n\sum_{i=1}^{n} x_i^2 - \left(\sum_{i=1}^{n} x_i\right)^2}.$$

Прямая является частным случаем полинома (полином 1-ой степени), модель которого в общем виде можно представить так

$$f(x) = A_0 + A_1 x + A_2 x^2 + \ldots + A_M^M, \text{ или } f(x) = \sum_{i=0}^{M} A_i x^i,$$

где M – степень полинома.

Вычислив частные производные по параметрам A_i получаем систему из M+1 линейных алгебраических уравнений относительно параметров A_i

$$\begin{cases} a_{00}A_0 + a_{01}A_1 + \ldots + a_{0M}A_M = b_0 \\ a_{10}A_0 + a_{11}A_1 + \ldots + a_{1M}A_M = b_1 \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ a_{M0}A_0 + a_{M+1}A_1 + \ldots + a_{2*M}A_M = b_M \end{cases}.$$

Вычисление частных производных для формирования системы линейных уравнений достаточно сложный процесс. В этой связи авторами предлагается более упрощенный вариант вычисления коэффициентов при неизвестных a_{ij} и свободного члена b_i

$$a_{ij} = \sum_{k=1}^{n} x_k^{i+j};\ b_i = \sum_{k=1}^{n} x_k^i \cdot y_k,$$

где x_k, y_k - координаты исходных контрольных точек; n - количество контрольных точек; $i = 0\ldots M$; $j = 0\ldots M$.

Далее не представляет сложности решить систему линейных уравнений с помощью классических методов и получить неизвестные коэффициенты полинома A_i.

Для того чтобы полином прошел через все контрольные точки его степень должна быть на единицу меньше количества заданных точек.

На рис. 1 приведем полином 10-й степени для 11 контрольных точек, заданных своими координатами.

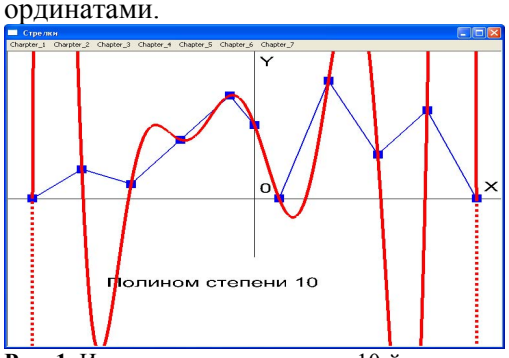


Рис. 1. Интерполяция полиномом 10-й степени

Исследования показали, что если степень полинома приближается к количеству контрольных точек, несмотря на повышение коэффициента детерминации R^2, результат построения кривой ухудшается. Так, на рис. 1. полином проходит через все контрольные точки, при этом $R^2 = 1$. Однако использование такого полинома нецелесообразно из-за резких колебаний между контрольными точками. В практике рекомендуют использование полиномов малых степеней, однако степень полинома должна выбираться в зависимости от количества исходных данных. Такая зависимость требует дальнейших исследований.

Кроме того, полином не учитывает локализацию контрольных точек, каждая контрольная точка влияет на поведение кривой.

На рис. 2. приведен профиль уступа в карьере, описанный полиномом 6-й степени.

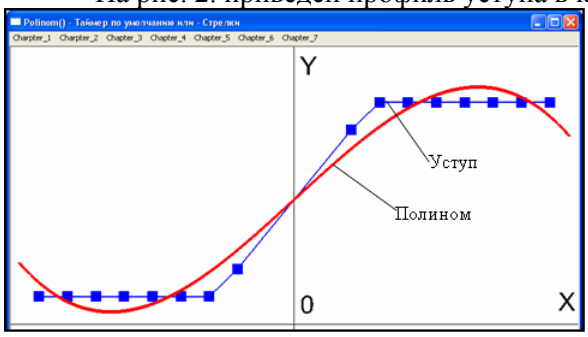


Рис. 2. Профиль уступа,
описанный полиномом 6-й степени

Из рисунка видно, что полиномиальная кривая усреднено сглаживает данные, учитывая при этом все контрольные точки.

Для определения зависимости полинома в трехмерном пространстве $z = f(x, y)$ используется предложенный авторами алгоритм [1, с. 75].

Для полинома 5-й степени данную зависимость можно представить в виде

$$\begin{aligned} z = {} & A_0 + A_1 x + A_2 y + A_3 x^2 + A_4 xy + A_5 y^2 + \\ & + A_6 x^3 + A_7 x^2 y + A_8 xy^2 + A_9 y^3 + A_{10} x^4 + \\ & + A_{11} x^3 y + A_{12} x^2 y^2 + A_{13} xy^3 + A_{14} y^4 + A_{15} x^5 + \\ & + A_{16} x^4 y + A_{17} x^3 y^2 + A_{18} x^2 y^3 + A_{19} xy^4 + A_{20} y^5, \end{aligned}$$

где $A_o, A_1, \ldots, A_{20}$ - коэффициенты полинома, которые нужно определить.

Количество коэффициентов при неизвестных (линейных уравнений) в зависимости от степени полинома α определяется по формуле

$$K = \frac{(\alpha + 1)(\alpha + 2)}{2}.$$

Для полинома 5-й степени $K = 21$.

Вычислив частные производные по параметрам A_i получаем систему из 21 линейного уравнения.

$$\sum_{s=0}^{20} a_{\ell S} A_S = b_\ell, \quad \ell = 0,1,\ldots,20$$

т.е.

$$\begin{cases} a_{00} A_0 + a_{01} A_1 + \ldots + a_{0\,20} A_{20} = b_0 \\ a_{10} A_0 + a_{11} A_1 + \ldots + a_{1\,20} A_{20} = b_1 \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \\ a_{20\ 0} A_0 + a_{20\ 1} A_1 + \ldots + a_{20\ 20} A_{20} = b_{20} \end{cases},$$

где $a_{\ell S}$ - коэффициенты линейных уравнений; b_ℓ - свободные члены системы уравнений; ℓ -

номер строки (уравнения); S - номер столбца.

Получены простые зависимости для определения коэффициентов a_{ls} при неизвестных A_0, $A_1,\ldots, A_{20}$ и свободных членов b_l

$$a_{\ell s} = \sum_{i=1}^{n} x_i^{k_\ell + k_s} y_i^{p_\ell + p_s}\ ; b_\ell = \sum_{i=1}^{n} z_i x_i^{k_\ell} y_i^{p_\ell},$$

где k_ℓ, p_ℓ - показатели степени, зависящие от номера строки ℓ; k_S, p_S – показатели степени, зависящие от номера столбца S

$$k_\ell = c_1(c_1+1)/2 - (\ell+1);\qquad k_S = c_2(c_2+1)/2 - (S+1);$$

$$p_\ell = \ell - c_1(c_1-1)/2;\qquad p_S = S - c_2(c_2-1)/2;$$

$$c_1 = \text{int}\left(\frac{1+\sqrt{8(\ell+1)-7}}{2}\right);\qquad c_2 = \text{int}\left(\frac{1+\sqrt{8(S+1)-7}}{2}\right).$$

На рис. 3 представлена реализация полинома в пространстве четвертой степени.

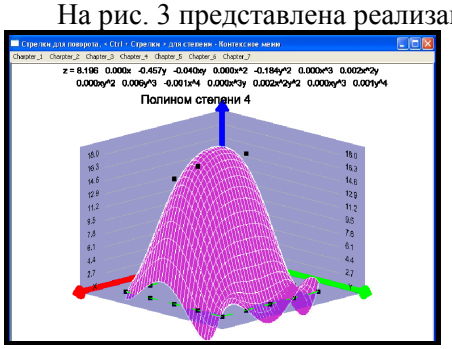


Рис. 3. Сглаживание поверхностью полинома 4-й степени

Приведем недостатки использования полиномов при построении кривых и поверхностей:

1. Высокая степень полинома ограничивается допустимой значностью данных при автоматизации. При достаточно высокой степени полинома увеличивается погрешность вычисления коэффициентов полиномиальной модели.

2. Отсутствие локального контроля. При построении полиномиальной модели участвуют все исходные точки и изменение координат одной точки влияет на поведение всей кривой или поверхности.

3. Если степень полинома приближается к количеству исходных данных, несмотря на повышение коэффициента детерминации R^2, результат построения кривой ухудшается. При этом возникают резкие колебания между контрольными точками.

Другим важным аппаратом для построения кривых и поверхностей являются сплайны. Они позволяют построить гладкие кривые или поверхности, состоящие из небольших фрагментов.

Среди сплайнов наиболее распространены интерполяционные сплайны, которые проходят через все контрольные точки и аппроксимационные сплайны, которые приближаются к заданным контрольным точкам.

В интерполяционных сплайнах между двумя контрольными точками рассчитываются коэффициенты уравнения кусочного полинома. Коэффициенты рассчитываются таким образом, чтобы производные в точках соприкосновения были одинаковы. При этом кривая (поверхность) становится непрерывной и гладкой.

Среди интерполяционных сплайнов выделяют естественный кубический сплайн [2, с. 603] с непрерывной первой и второй производными. Данный сплайн является глобальным, то есть изменение одной контрольной точки влияет на все поведение кривой. На рис.4. приведен результат реализации естественного кубического интерполяционного сплайна.

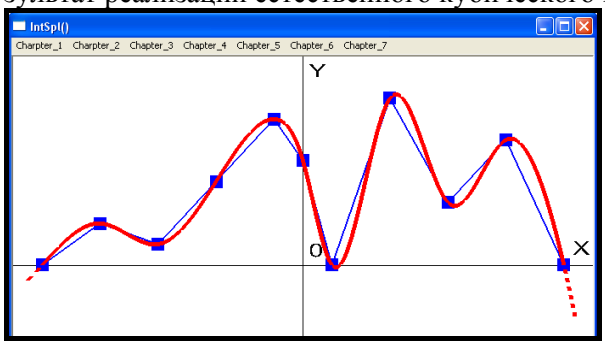


Рис. 4. Интерполяционный кубический сплайн

При реализации данного сплайна на каждом участке между двумя соседними контрольными точками рассчитывается уравнение вида

$$S_i(x) = a_i + b_i(x - x_i) + \frac{c_i}{2}(x - x_i)^2 + \frac{d_i}{6}(x - x_i)^3$$

Из условий непрерывности производных первого и второго порядка получаем формулы для вычисления коэффициентов сплайна:

$$a_i = f(x_i);$$

$$h_i c_{i-1} + 2(h_i + h_{i+1})c_i + h_{i+1}c_{i+1} = 6\left(\frac{f_{i+1} - f_i}{h_{i+1}} - \frac{f_i - f_{i-1}}{h_i}\right);$$

$$d_i = \frac{c_i - c_{i-1}}{h_i};$$

$$b_i = \frac{1}{2}h_i c_i - \frac{1}{6}h_i^2 d_i + \frac{f_i - f_{i-1}}{h_i},$$

где $h_i = x_i - x_{i-1}$.

Для сравнения на рис.1. с такими же исходными данными приведен полином, который проходит через все контрольные точки, его использование нецелесообразно из-за резких колебаний между контрольными точками.

Следующим видом интерполяционных сплайнов является эрмитовый сплайн - он в отличие от естественного кубического сплайна локален и для его построения кроме значений в контрольных точках, необходимо задать соответствующие значения первых производных. Изменение производной в контрольной точке влияет только на соседние точки. Таким образом можно управлять первыми производными исходных точек для изменения поведения кривой.

На рис. 5 представлен интерполяционный эрмитовый кубический сплайн.

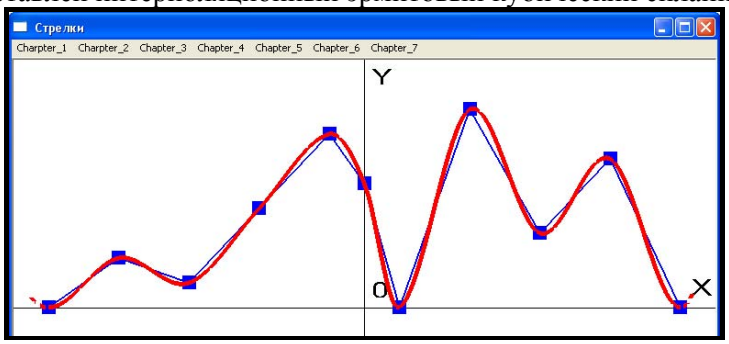


Рис. 5. Интерполяционный эрмитовый сплайн

Для реализации эрмитового сплайна требуется найти n–1 кубический полином

$P_k(x) = a_k + b_k(x - x_k) + c_k(x - x_k)^2 + d_k(x - x_k)^3$.

Коэффициенты каждого кусочного полинома вычисляются следующим образом:

$$a_k = f(x_k) \text{ и } b_k = f'(x_k).$$

$$c_k = \frac{3f[x_k, x_{k+1}] - f'(x_{k+1} - 2f'(x_k)}{x_{k+1} - x_k}, \; d_k = \frac{f'(x_k) + f'(x_{k+1}) - 2f[x_k, x_{k+1}]}{(x_{k+1} - x_k)^2},$$

где $f[x_k, x_{k+1}] = \frac{f(x_{k+1}) - f(x_k)}{x_{k+1} - x_k}$.

Для задания первой производной (коэффициент b_k) рекомендуется использовать формулу

$$f'(x_k) = (1 - c)\frac{f(x_{k+1}) - f(x_{k-1})}{x_{k+1} - x_{k-1}}.$$

В этой формуле параметр c изменяется от 0 до 1. В соответствии с этой формулой производная в середине отрезка равняется разделенной первой разностью на всем отрезке, умноженной на коэффициент c, с помощью которого можно управлять кривой.

Интерполяционные сплайны можно использовать для оконтуривания, сглаживания и т.д. По последнему уравнению кусочного полинома можно осуществлять прогноз.

К недостаткам сплайновой интерполяции относится:

1. Исходные данные контрольных точек по оси OX должны быть упорядочены по возрастанию $x_0 < x_1 < x_2 < \ldots < x_n$.

2. Необходимость получения и хранения в памяти 4 * (n–1) параметр для вычисления кусочных кубических полиномов, где n – количество контрольных точек.

В практических целях широко применяются B-сплайны, которые предназначены для аппроксимации входных данных [1, с. 140-154]. Методы аппроксимации применяются главным

образом в средствах проектирования и при решении горно-геометрических задач для создания форм объектов. B-сплайны на сегодняшний день представляют собой индустриальный стандарт для дизайна и моделирования поверхностей и являются основным инструментом известной графической библиотеки OpenGL.

Каждая точка B-сплайн кривой описывается уравнением

$$P(t) = \sum_{k=0}^{L} \frac{P_k w_k N_{k,m}(t)}{\sum_{k=0}^{L} w_k N_{k,m}(t)},$$

где $(L + 1)$ – количество контрольных точек (нумерация точек от 0 до L); $P_k = (x_k, y_k)$ – координаты контрольных точек; w_k – весовые коэффициенты контрольных точек; $N_{k,m}(t)$ – стыковочные B-сплайн функции; m – порядок стыковочных B-сплайн функций $N_{k,m}(t)$; $t \in 0, \ldots, t_{max}$ (t_{max}– максимальное значение в узловом векторе t, равное $L - m + 2$).

Каждая B-сплайн функция базируется на полиномах определенного порядка m. Если $m = 3$, то полиномы будут иметь порядок 3 и, следовательно, степень 2, т.е. будут являться квадратичными B-сплайнами. Если $m = 4$, то соответствующие полиномы будут иметь степень 3, то есть будут кубическими.

Основная формула, описывающая B-сплайн функцию $N_{k,m}(t)$, имеет следующий вид:

$$N_{k,m}(t) = \left(\frac{t - t_k}{t_{k+m-1} - t_k} \right) N_{k,m-1}(t) + \left(\frac{t_{k+m} - t}{t_{k+m} - t_{k+1}} \right) N_{k+1,m-1}(t);$$

где $k = 0, 1, \ldots, L$. Такое определение является рекурсивным и описывает построение функции m-го порядка из двух B-сплайн функций $(m - 1)$-го порядка. Для инициализации этой формулы мы должны определить функцию первого порядка. Это постоянная единичная функция в пределах своего диапазона

$$N_{k,1}(t) = \begin{cases} 1, & \text{если } t_k < t \le t_{k+1}, \\ 0, & \text{в противном случае.} \end{cases}$$

Отметим, что сумма такого набора функций автоматически равняется единице для всех значений t.

Весовые коэффициенты (w_k) дают возможность управлять влиянием конкретных контрольных точек на поведение кривой. Так, если необходимо чтобы кривая прошла через определенную контрольную точку, ей нужно дать максимальный вес. Для этого сформируем массив весовых коэффициентов (w) следующим образом.

$w = (1, 1, 1, 1, 100, 1, 1, 1, 1, 1, 1)$.

То есть, всем точкам даются единичные веса, и только пятой точке дается вес равный 100.

Результат построения B-сплайн кривой на базе 11 контрольных точек приведен на рис. 6. Порядок полинома для построения соответствующей кривой выберем $m = 4$ (кубический полином).

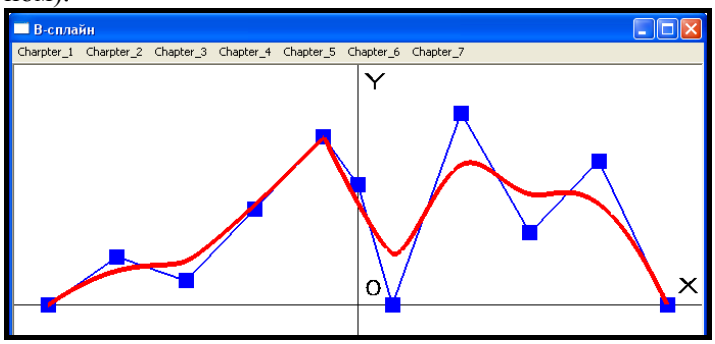


Рис. 6. Результат построения B-сплайн кривой с использованием весовых коэффициентов

Выделим главные преимущества B-сплайн:

1. Простота в вычислении. Стыковочные функции вычисляются достаточно просто рекурсивным способом. Целесообразно использование стыковочных функций второй или третьей степени.

2. Локальный контроль над кривой. Изменение одной контрольной точки не влияет на все изменение кривой, а только на ее определенный участок. Это связано с тем, что на каждую стыковочную функцию влияет небольшое количество контрольных точек, зависящее от степени полинома.

3. Использование весовых коэффициентов для прохождения строго через заданные точки.

На рис. 7 приведем профиль уступа в карьере, описанного с помощью B-сплайн, который с достаточно высокой точностью повторил форму профиля уступа карьера.

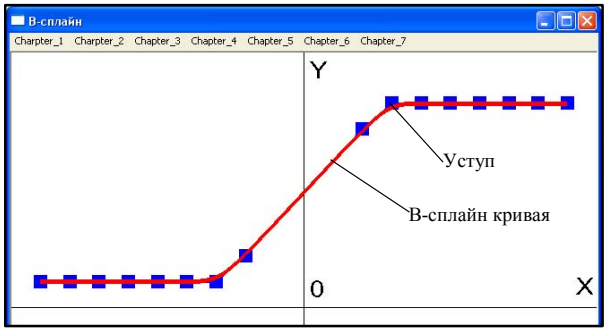


Рис. 7. Профиль уступа, описанный с помощью B-сплайн

Для сравнения на рис. 2 приведен профиль уступа в карьере, описанный полиномом 6-й степени. В этом случае полностью отсутствует локализация контрольных точек.

При распространении аппарата построения B-сплайн кривых на NURBS-поверхности, используется следующая формула

$$P(u,v)=\frac{\sum_{i=0}^{M}\sum_{k=0}^{L}w_{i,k}P_{i,k}N_{i,m}(u)N_{k,n}(v)}{\sum_{i=0}^{M}\sum_{k=0}^{L}w_{i,k}N_{i,m}(u)N_{k,n}(v)},$$

где $(M+1)$ - количество контрольных точек по оси OX (нумерация точек от 0 до M); $(L+1)$ - количество контрольных точек по оси OY (нумерация точек от 0 до L); $P_{i,k}=(x_{i,k}, y_{i,k}, z_{i,k})$ - координаты контрольных точек; $w_{i,k}$ - весовые коэффициенты контрольных точек; $N_{i,m}(u)$ и $N_{k,n}(v)$ - соответственно стыковочные B-сплайн функции в направлении осей OX и OY; m и n - соответственно порядок стыковочных B-сплайн функций $N_{i,m}(u)$ и $N_{k,n}(v)$; $u\in 0,\ldots,u_{max}$ (u_{max} - максимальное значение в узловом векторе u в направлении оси OX, равное $M-m+2$); $v\in 0,\ldots,v_{max}$ (v_{max} - максимальное значение в узловом векторе v в направлении оси OY, равное $L-n+2$).

NURBS расшифровывается как неравномерный рациональный B-сплайн (nonuniform rational B-splines).

На рис.8 представлена Nurbs-поверхность уступа карьера в 3D-графике [1, с.157]. Для прохождения поверхности строго через бровки уступа соответствующим узлам сети присваивается значительно больший вес (принято значение 1000).

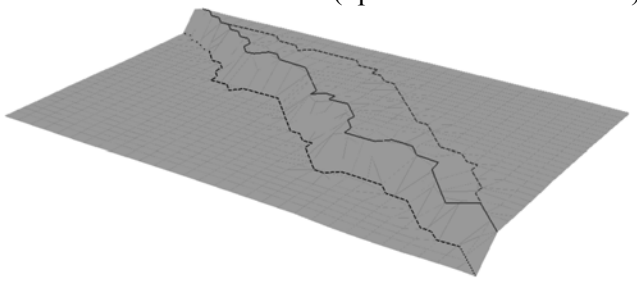


Рис. 8. Уступ карьера, описанный с помощью Nurbs-поверхности

B-сплайн применяется как для визуализации кривых и поверхностей в 3D-графике так и для расчетных операций. B-сплайн в виде поверхности может быть использован для моделирования дневной поверхности карьера, а также оценке ее сдвижения, подсчета запасов, учета добычи руд, оконтуривания рудных тел, построения изолиний.

Выводы и направление дальнейших исследований. Сравнительная характеристика методов построения кривых и поверхностей выполнена авторами на языке Visual C++ под Windows с использованием инструментальных средств открытой графической библиотеки OpenGL. Разработанный математический и алгоритмический аппарат построения поверхностей на основе B-сплайнов (NURBS-поверхностей) позволил создать самые эффективные способы автоматизации оконтуривания сортов руд, построения дневной поверхности карьера, маркшейдерского учета добычи, полного подсчета запасов.

Список литературы

1. Автоматизация геолого-маркшейдерского обеспечения в информационной системе управления рудным карьером: монография / **А.С. Зеленский**, **С.В. Баран**, **В.С. Лысенко** и др.- Кривой Рог: Издательский центр ГВУЗ «КНУ», 2012.–362 с.

2. **Дональд Херн, М. Паулин Бейкер** Компьютерная графика и стандарт OpenGL, 3-е издание.–М.: Издательский дом «Вильямс», 2005.–1168 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 528.73:528.1

А.А. ЛЕСОВОЙ[·], аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ИССЛЕДОВАНИЕ ОШИБОК ВНЕШНИХ УСЛОВИЙ МЕТОДАМИ ФОТОГРАММЕТРИИ

Рассмотрены физические источники ошибок фотоснимков. Разработана фотограмметрическая методика наблюдения за рефракцией. В методике приведен порядок полевых измерений и камеральной обработки. Приведены результаты исследования суточного изменения рефракции.

Цель работы – разработать методику наблюдения за рефракцией, которая отвечала бы современным требованиям точности, простотой полевых измерений, оперативностью камеральной обработки данных, не высокой стоимость оборудования. Представить результаты исследования рефракции, сделать выводы о надежности разработанной методики наблюдений.

Точность измерений зависит от следующих источников: ошибок не совершенства измерительного оборудования; личных ошибок наблюдений; ошибок внешних условий среды, в которых проводятся измерения. Каждый из этих типов ошибок включают: систематические ошибки - могут быть определены и требуют введения поправок в измеренные величины либо требуют юстировки инструмента; случайные ошибки – ошибки, которые не могут быть полностью исключены, но их влияние может быть уменьшено, правильным выбором методики наблюдений.

Ошибки, которые оказывают влияние как на точность геодезических и фотограмметрических наблюдений, являются ошибки внешних условий среды, это такие ошибки как рефракция света, запыленность атмосферы, поверхностная дымка и др. Изучение этих ошибок имеет большой интерес для повышения точности измерений. Остановимся на более детальном вопросе рассмотрения природы этих ошибок, их значениях, методах исследования.

Рефракция света в атмосфере [позднелат. refractio - преломление, от лат. refractus — преломленный (refringo — ломаю, преломляю)], атмосферно-оптическое явление, вызываемое преломлением световых лучей в атмосфере и проявляющееся в кажущемся смещении удалённых объектов[1].

Из-за неоднородности строения земной атмосферы, в которой показатель преломления *n* в различных точках пространства различен и меняется во времени, луч электромагнитной волны является пространственной кривой с переменной кривизной и кручением. Проекция этой кривой на вертикальную и горизонтальную плоскости в точке наблюдения приводит к так называемой вертикальной рефракции и горизонтальной (боковой) рефракции. Первая проявляется при различных видах нивелирования: тригонометрическом, геометрическом; при аэрофотосъёмке, при наблюдениях ИСЗ. Боковая рефракция на один-два порядка меньше, чем вертикальная, и сопутствует всем видам рефракций; она непосредственно влияет на результаты измерения горизонтальных углов в триангуляции, полигонометрии и астрономических наблюдений азимутов. Зная показатель преломления атмосферы вдоль траектории распространения электромагнитных колебаний и вблизи неё, а также взаимное расположение источника и приёмника (наблюдателя) этих колебаний, можно составить уравнение луча и определить влияние рефракции на различные виды наблюдений. Однако, незнание прежде всего точного показателя преломления *n* атмосферы в моменты наблюдений (так как он находится в сложной зависимости от температуры, давления и влажности атмосферы, а также и от физико-географических условий, топографии местности, характера подстилающего покрова) не позволяет определить точную величину рефракции упомянутым прямым методом. Обычно в геодезии используют различные косвенные (метеорологические, геодезические, статистические и др.) способы определения рефракции и ослабления её действия на отдельные виды геодезических измерений[2].

Мороз О. И., доктор технических наук, в своей диссертации на тему: «Теоретичні основи вертикальної рефракції, способи її визначення, врахування і прогнозування» приводит формулы для определения вертикальной рефракции с не большими превышениями линий, основанных на показателях температуры, давления, приведем их ниже (1-3):

$$\delta_в = -0{,}278\frac{P}{T^2}L - \frac{P}{L}\int_0^L 78.85 * 10^{-6}\frac{P}{T^2}\gamma l dl \qquad (1)$$

· © Лесовой А.А., 2013

Обычно градиент температуры представляю деленную на две состовляющие нормальную и аномальную, т.е. $\gamma = \gamma_н + \gamma_{ан}$, учитывая что $\gamma_н$=0,0098 град/м, введя понятие аномального эквивалентного среднее весового градиента температуры $\gamma_{ан.в.сер}$, поэтому формула (1) принимает вид:

$$\delta_в = 0{,}198\frac{P}{T^2}L - 8{,}132\frac{P}{T^2}L\gamma_{ан.в.сер} \quad (2)$$

$$\gamma_{ан.в.сер} = \frac{2}{L^2}\int_0^L \gamma_{ан} l dl \quad (3)$$

где, $\delta_в$ - угол рефракции, сек; T – температура, K; P – давление, $ГПа$, L – длина отрезка, м; $\gamma, \gamma_н, \gamma_{ан}$ - градиент темпертуры, общий, нормальный, аномальный, соответственно, град/м; $\gamma_{ан.в.сер}$ - аномальное эквивалентное среднее весового градиента температуры, град/м [3].

Выбор метода исследования рефракции. Одним из перспективных методов исследования условий внешней среды есть метод фотограмметрии.

Идея использования фотоснимков для задач создания карт, определения форм, размеров и взаимного расположения предметов в пространстве появилась вскоре после изобретения фотографии (французом Дагером и англичанином Тальботом в 1939 г.). Первый опыт фотографической съемки местности был осуществлен французом Эме Лосседа в 1859 г., для чего он построил специальный прибор – фототеодолит[4].

Фотограмметрия как наука не стоит на месте, она развивается, расширяя свои знания, используя новые методы, находя новое применение в различных отраслях науки и общества, расширяет свою приборную базу.

Фотограмметрия находит применение в различных видах деятельности: создание топографических карт и ГИС; геологические изыскания; охрана окружающей среды (изучение ледников и снежного покрова, бонитировка почв и исследование процессов эрозии, наблюдения за изменениями растительного покрова, изучение морских течений); проектирование и строительство зданий и сооружений; археологические раскопки; автоматизированное построение пространственная моделей объекта по снимкам.

Сейчас чтобы производить простые фотограмметрические наблюдения достаточно цифрового фотоаппарата. Мы получаем цифровую модель на плоскости матрицы камеры с которой можем работать.

Требования к разрабатываемой методики наблюдений: влияние ошибок наблюдений свести к минимуму; простота наблюдений, камеральной обработки данных; не высокая дороговизна инструментов; высокая точность измерений; высокая степень автоматизации процесса измерений и связанная с этим объективность их результатов; большая производительность; возможность дистанционных измерений в условиях, когда пребывание на объекте небезопасно для человека.

С учетом выше перечисленных критериев, была разработана фотограмметрическая методика наблюдения за рефракцией, отвечающая вышеупомянутым требованиям.

Для того чтобы провести наблюдения движение визирного луч в атмосфере, необходимо обеспечить статичность объекта наблюдений (визирной марки) и фотограмметрического оборудования (фотокамеры). Для этого визирная марка и фотокамера устанавливаются на штативы и приводятся в рабочее состояние. Из-за статичности системы и полуавтоматического режима измерений, главным источником ошибок, который оказывает преобладающее влияние есть ошибки вызванные внешними условиями. Таким образом, появляется возможность локально исследовать один тип ошибок, это было одно из нашей цели. Фотокамера имеет матрицу с известным физическим размером (22,3*14,9 мм), она проецирует трехмерный объект на плоскость с осями координат (абсцисс и аппликат). Измеряя координаты марки каждого снимка, получаем отклонение координат, от среднего эти величины и есть горизонтальной и вертикальной составляющих рефракции, измеренных в пикселях. Для того чтобы перевести эти значения в метрическую систему, необходимо знать физический размер пикселя, расстояние до объекта, фокусное расстояние объектива. Для нормального случая съемки зависимость между фотограмметрическими координатами точек объекта и их изображениями на фотоснимках имеет вид (4-7) [4]:

$$x = pix * x_p, \quad (4)$$

$$z = pix * z_p, \quad (5)$$

$$X_\Phi = \frac{B*x}{f}, \quad (6)$$

$$Z_\Phi = \frac{B*z}{f} = Y_\Phi \frac{z}{f}, \quad (7)$$

где X_Φ, Z_Φ - координаты определяемой точки объекта в фотограмметрической системе, м; B – горизонтальная проекция базиса фотосъемки, м; f – фокусное расстояние фотокамеры, м; x, z и x_p, z_p - плоские координаты точки на снимке в метрах и пикселях соответственно; pix – размер пикселя, м.

В результате интервальной съемки марки мы получим на снимках, в хронометрическом порядке, отклонение луча визирования от начального значения по оси абсцисс и аппликат (см. рис. 1). Полученные данные показывают изменения положения визирного луча с течением времени. Это дает представление о том, как ведет себя луч в суточное время.

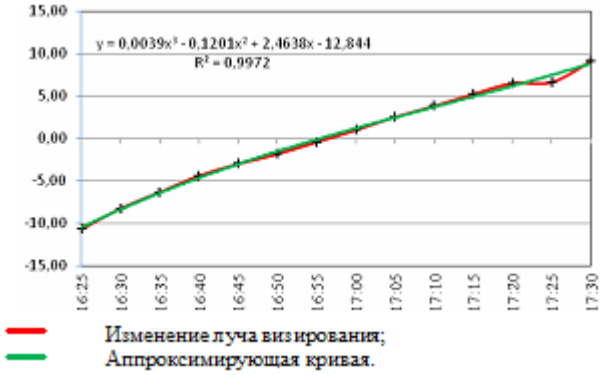


Рис. 1. Изменения луча визирования по оси аппликат с течением времени, мм

Фотограмметрическое оборудование. Комплект фотограмметрического оборудования состоит из цифрового зеркального фотоаппарата canon 600d, с максимальным разрешением снимка 5184x3456 пикселей, фотообъектива Таир-3 ФС 1952 г. Выпуска, с фиксированным фокусным расстоянием 300мм, специальное устройство для интервальной фотосъемки, в качестве объекта наблюдений использовалась геодезическая марка, двух штативов, электронного термометра, барометра, компаса, электронного носителя.

Порядок полевых работ:

установка фотокамеры в рабочее положение;

марку устанавливают на расстоянии 50-150м, выбрав при этом однородную подстилающую поверхность;

наведение камеры на марку, фокусирование, установка режима камеры с частотой снимков 5-15 мин;

запись ведется в журнал наблюдений таких показателей: направление, время начала наблюдений, дату, расстояние, делать пометки в случаях аномальных погодных условиях (дождь, туман, сильный ветер, запыленность воздуха);

каждые 5-15 мин, вести запись в журнал наблюдений за изменением температуры и давления;

время наблюдений ограничено зарядом батареи фотокамеры и приблизительно равно 5-6 часам, получая при этом 30-36 снимков.

Камеральная обработка результатов измерений заключается в определении координат на снимке пикселя, на котором изобразился центр визирной марки.

Камеральную обработку было решено выполнять с помощью программ Adobe PhotoShop 5CS, Adobe After Effects CS6, Microsoft office Excel 2007.

С начало, необходимо перенести результаты измерений на жесткий диск. В Adobe PhotoShop 5CS выполнялась пакетная обработка снимков, в результате чего был подобран баланс белого, яркость, повышена контрастность снимка, полученные снимки были конвертированы в формат jpeg.

Сбор координат марки каждого снимка выполняется в программе Adobe After Effects CS6, где создается проект, переносятся снимки и с помощью маркера производится сбор координат. Координаты снимков записывают в Excel 2007, где производят пересчет из системы пиксельной меры в метрическую. Строится график изменения визирного луча по оси абсцисс и аппликат, график изменения температуры, давления (см. рис. 1,2). Проект сохраняют и закрывают.

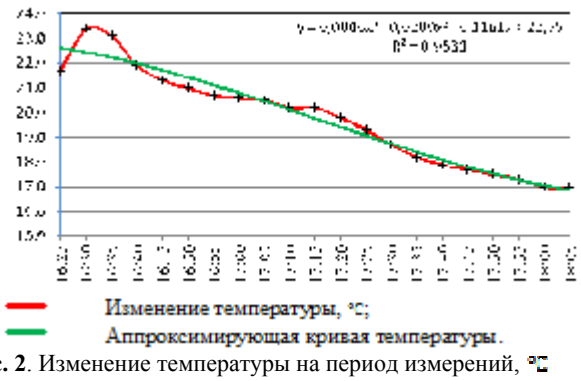


Рис. 2. Изменение температуры на период измерений, °С

Выводы и направление дальнейших исследований. Разработанная фотограмметрическая методика наблюдений зарекомендовала себя как надежный инструмент для изучения влияния внешних условий на точность геодезических измерений горизонтальных и вертикальных углов. Методика может быть применена, в различных сферах деятельности, где необходимы оперативные, точные избыточные данные наблюдений за объектом, положение которого меняется в плоскости перпендикулярной к оси визирования. Методику можно рекомендовать для наблюдений вертикальной и горизонтальной рефракции, так как он отвечает всем вышеизложенным требованиям. Фотограмметрическая методика требует дальнейшего исследования, необходимо установить технические характеристики методики, точность определения влияния рефракции, предельные длины, время работы.

Список литературы

1. **Загребин Д. В.** Введение в астрометрию/ **Д. В Загребин**, М. -— Л., 1966. 123 с.

2. **Изотов А. А., Пеллинен Л. П**. Исследования земной рефракции и методов геодезического нивелирования / **А. А. Изотов, Л. П. Пеллинен**. - М., 1955. - 240 с.

3. **Мороз О. І.** Теоретичні основи вертикальної рефракції, способи її визначення, врахування і прогнозування: дис.. … доктора технічних наук :05.24.01 / **Мороз Олександр Іванович.** – К., - Львів, - 2003. – 281 с.

4. **Краснощекова И. А., Нормандская О. Б., Кислова А.М., Кислов В. В.** Фотограмметрия / **И. А. Краснощекова,О. Б. Нормандская, А.М. Кислова, В. В. Кислов.** - М., - Недра, - 1978. -471 с.

Рукопись поступила в редакцию 18.02.13

УДК 622.272.3.01:536.24

О. Є. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф.,
А. А. НЕМЧЕНКО, В. А. КОНОВАЛЮК, кандидати техн. наук,
Д.О. ЛАПШИНА, студентка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ПОВІТРООБМІНУ В КАМЕРОПОДІБНИХ ВИРОБКАХ З ВЕЛИКИМИ ТЕПЛОПРИТОКАМИ

Наведено стан теплового режиму в камеро подібних виробках з великими штучними теплопритоками, а також вплив основних факторів на цей процес.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Температура повітря в камерах з великими штучними теплопритоками, особливо на глибоких горизонтах, може значно перевищувати допустимі санітарні норми (26 °С) і сягати 35-36 °С.

Аналіз досліджень і публікацій. Питанням теплового режиму в шахтних виробках присвячено велику кількість робіт, але безпосередній вплив штучних теплопритоків освітлений в недостатній мірі.

Викладання матеріалу та результати. Шахтні камероподібні виробки здебільшого використовуються для розміщення в них різного обладнання, що виділяє велику кількість тепла (насосні підстанції, підйомні машини сліпих стволів , перевантажувальні вузли конвеєрів та ін.). Кількість тепла, що виділяється в подібних камерах може бути настільки суттєвою, що виникає потреба у спеціальному провітрюванні з метою видалення надлишків тепла. У свою чергу ефективність конвективного теплообміну залежить від швидкості повітряного потоку. Провітрювання камер може здійснюватись наскрізним повітряним потоком і не наскрізним. При наскрізному провітрюванні перемішування холодних та гарячих мас більш інтенсивне. Розрахунок провітрювання камер може полягати у визначенні температури струменю на виході з камери або необхідної кількості повітря для підтримання необхідної температури в ній.

Складемо рівняння теплового балансу для довільної камероподібної виробки – камери шахтного водовідливу.

© Лапшин О.Є., Немченко А.А., Коновалюк В.А., Лапшина Д.О., 2013

Через камеру проходить повітря із витратою M, кг/с при початковій температурі T_0. За рахунок тепла, що виділяється від обладнання у кількості Q, кДж/с, температура повітря в камері зростає до величини T. Частина тепла за рахунок конвекції передається оточуючим породам, температура поверхні яких дорівнює $T_п$. У камері має місце турбулентна дифузія, у результаті чого, повітря, що виходить із неї має температуру $T_{вих}$ нижчу, ніж температура повітря в камері. Математично рівняння теплового балансу запишеться так

$$McT_0dt + Qdt - McT_{вих}dt - \alpha F(T - T_п)dt = V\rho cdt\,, \quad (1)$$

де c - питома теплоємність повітря, кДж/кг·К; dt – час протікання процесу, с; α – коефіцієнт конвективного теплообміну, кДж/м^2·К·с; F – поверхня камери, м^2; V – об'єм камери м^3; ρ - густина повітря в камері, а також на вході та виході з неї, кг/м^3.

Перший доданок рівняння − це кількість тепла, що надходить у камеру із повітрям, другий – кількість тепла , що виділяється в камері за той самий час від обладнання, третій – кількість тепла, що виходить із камери із повітрям , четвертий – тепло що сприймається породами методом конвекції. Алгебраїчна сума цієї кількості тепла дорівнює теплоприросту повітря у камері. Теплоємкістю обладнання нехтуємо, а температуру стінок у камері при періодичному включенні двигунів приймаємо постійною.

Температура вихідного повітря залежить від температури повітря у камері та коефіцієнту турбулентної дифузії, який визначається формою камери, місцем примикання до неї виробок, площею їх поперечного перерізу, а також швидкістю повітря.

У загальному випадку температуру вихідного повітря можна виразити так, К

$$T_{вих} = T \cdot k, \quad (2)$$

де k – коефіцієнт турбулентної дифузії.

Розділимо змінні диференційного рівняння (1)

$$dt/V\rho c = dT/Q + McT_0 + \alpha FT_п - T(Mck + \alpha F). \quad (3)$$

Проінтегруємо рівняння (3), задаючись граничними умовами, що при зміні часу від 0 до t, температура в камері зросте від T_0 до $T_к$.

$$t/V\rho c = -[(1/Mck+\alpha F)\cdot ln(Q+McT_0+\alpha FT_п-T_кMck-T_к\alpha F/Q+McT_0+\alpha FT_п-T_0Mck-T_0\alpha F)]. \quad (4)$$

Запишемо кінцевий вид рівняння (4) через температуру повітря у камері

$$T_к = Q+McT_0+\alpha FT_п - [Q+McT_0(1-k)-\alpha F(T_0-T_п)]exp(-t\cdot(Mck+\alpha F/V\rho c)). \quad (5)$$

Рівняння (4) можна розв'язати і відносно M, тоді ми отримаємо значення необхідної кількості повітря для підтримання температури в камері у заданих межах.

Особливістю шахтних камер водовідливу є наявність в них потужних насосів до 800 кВт кожний, а їх кількість може досягати від 3 до 8. Коефіцієнт корисної дії електродвигуна достатньо високий (0,96−0,98), а водяного насоса значно менший (0,8−0,85), тобто сумарний ккд дорівнює приблизно 0,8. Таким чином насосні агрегати безпосередньо в камері при їх роботі виділяють 20 % тепла від їх потужності. Крім того, в камері може бути електропідстанція, апарати якої мають ккд не менше 98 %. Велике значення має глибина розміщення камери водовідливу. Так як зараз рудники Кривбасу і ЗЖРК працюють на глибинах 1000 м і більше, то велике значення має температура корінних порід, яку можна визначити із залежності, °С

$$t = t_{н.ш.} + H - Z_0/H_г\,, \quad (6)$$

де $t_{н.ш}$ – температура нейтрального шару, яка для умов Кривбасу дорівнює 10,8 °С, а ЗЖРК 11,2 °С; H – глибина розміщення насосної, м; Z_0 – глибина нейтрального шару, яка для Кривбасу складає 35 м, а для ЗЖРК – 30 м; $H_г$ – геотермічна ступінь для Кривбасу 90 м, а для ЗЖРК −65 м.

Виходячи з цього температура корінних порід в Кривбасі на глибині 1000 м буде дорівнювати, °С

$$t_к = 10,8+(1000-35)/90 = 21,5,$$
$$t_з = 11,2+(1000-30)/65 = 26.$$

Тобто на глибині 1000 м на шахтах ЗЖРК навіть при відсутності будь-яких джерел тепловиділення, які фактично завжди є, температура повітря буде перевершувати допустимі санітарні норми (26 °С). В Кривбасі ж такі температури будуть мати місце починаючи з глибини, м

$$H = (26-10,8)90 +35 = 1400.$$

Другий фактор, який визначає температуру повітря в шахті в залежності від глибини це процес політропного стиснення. Цей фактор стає особливо суттєвим, коли температура корінних порід близька до допустимої. Так як повітря завжди при опусканні нагрівається і тепловід-

дача в породи перестає діяти, або ж навпаки породи нагрівають повітря.

Залежність зміни тиску з висотою має вигляд (барична формула)

$$P/P_0 = [1+\rho \cdot g \cdot H(n-1)/P_0 \cdot n]^{n/n-1}, \quad (7)$$

а залежність температури від статичного тиску

$$P/P_0 = (T/T_0)^{n/n-1}, \quad (8)$$

де P – величина тиску на відповідній глибині, Па; P_0 – величина тиску на денній поверхні, Па; T – величина температури на відповідній глибині, °К; T_0 – величина температури на денній поверхні, °К.

Сумісне рішення рівнянь (7) і (8) дає:

$$T = T_0[1+ \rho \cdot g \cdot H(n-1)/P_0 \cdot n]. \quad (9)$$

Якщо прийняти для літньої пори року T_0 = 300 °К; ρ = 1,2 кг/м^3; H = 1000 м; n = 1,35 (згідно нашим вимірам); P_0 = 760 мм рт. ст. (103332 Па), то будемо мати:

T = 300[1+ 1,2·9,81 ·1000(1,35−1)/103332·1,35] = 309 °К.

Тобто на кожні 100 м глибини по причині політропного стиснення температура зростає на 0,9 °К. Виходячи з аналізу впливу геотермії і стиснення повітря визначальним фактором є тепло, яке виділяють насоси та їх привід.

На рис. 1 наведено графік залежності температури повітря в камерах водовідливу від часу безперервної роботи насосів в шахтах ім. Леніна і «Гвардійська» при роботі одного насоса.

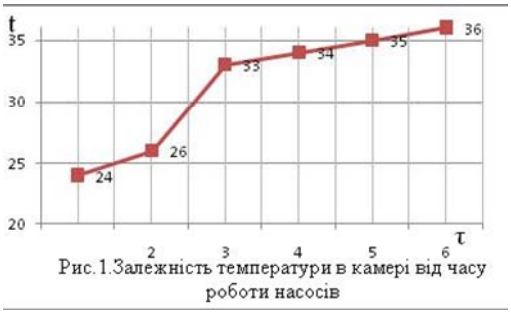


Рис.1.Залежність температури в камері від часу роботи насосів

З рисунка наглядно видно що незалежно від глибини розміщення камери водовідливу – 527 м чи - 1190 м температура повітря достатньо швидко через 2-3 години піднімається до 36 °С навіть при роботі одного насоса. Ці насоси працюють як правило у нічний час так як відпускна вартість електроенергії вночі значно нижча ніж вдень.

Процес теплообміну в насосних камерах можна описати рівнянням теплового балансу

$$q+k(t_{пов}+t_{ст})\cdot F+Q\cdot\rho\cdot c(t_{вих}-t_{вх}) = 0, \quad (10)$$

де q – кількість тепла, яку виділяють механізми, кВт; k – коефіцієнт нестаціонарного теплообміну, кДж/м^{2}с°С; Q – кількість повітря, яка проходить через камеру, м^3/с; ρ – густина повітря, кг/м^3; с – теплоємкість повітря кДж/кг·°С; $t_{пов}$ – середня температура повітря, °С; $t_{ст}$ - середня температура стінок камери, °С; $t_{вх}$ – температура повітря на вході, °С; $t_{вих}$ – температура повітря на виході, °С.

Кількість тепла, яку виділяють механізми буде дорівнювати

$$q = N\cdot(1-\eta) = 800\cdot(1-0,8) = 160 \text{ кВт}.$$

Так як теплообмін в камерах не є головним термодинамічним процесом, то з достатньою точністю при штучному виділенні великої кількості тепла можна вважати, що все тепло витрачається для нагрівання повітря. При цьому нам відомо, яка температура повітря, що входить в камеру, тобто температура повітря в приствольній виробці ($t_{вх}$). Тепер, знаючи витрати повітря, або величину температури повітря на виході, знаходимо інший параметр.

Наприклад, $Q = q/\rho\cdot c(t_{вих}-t_{вх})$,

де ρ – густина повітря на відповідній глибині, наприклад, при H = 1000 м, ρ = 1,4 кг/м^3; масова теплоємкість повітря с = 1 кДж/кг°С; $t_{вх}$ = 23 °С, $t_{вих}$ = 30 °С.

Тоді $Q = 160/1,4\cdot1\cdot(30-23) = 16,3$ м^3/с,

при поперечному перерізі камери 12 м^2 швидкість руху повітря дорівнюватиме:

$V = Q/S = 16,3/12 = 1,36$ м/с.

Таким чином, якщо температура повітря при вході в камеру водовідливу менше допустимої температури, належної температури повітря в камері можна досягти за допомогою їх штучного провітрювання.

Висновки та напрямок подальших досліджень. В підземних камерах, де встановлені потужні машини і механізми, температура може значно перевершувати допустимі норми. Подальшим напрямком досліджень є пошук способів і засобів для локалізації тепла при допомозі аспірації гарячих викидів і ефективної вентиляції.

Рукопис подано до редакції 22.03.13

УДК 622.867:622.016.47

В.М. РЯСНИЙ, канд. техн. наук,
НДІБПГ ДВНЗ “Криворізький національний університет»
І.А. ЄВСТРАТЕНКО, канд. техн. наук,
Криворізький гірничорятувальний загін МНС України

ВІД ТЕОРЕТИЧНИХ РОЗРАХУНКІВ - ДО ПРИЙМАЛЬНИХ ДЕРЖАВНИХ ВИПРОБУВАНЬ ТА СЕРІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА МОНОРЕЙКОВОГО ГІРНИЧОРЯТУВАЛЬНОГО ПІДЙОМНИКА

Наведено аналіз діючих способів проведення підняттєвих гірничих виробок та зроблено висновок щодо найбільш прогресивних та перспективних технологій. Особливу увагу приділено теоретичним розрахункам кінематичних, енергетичних, силових та міцнісних параметрів та характеристик розробленого монорейкового гірничорятувального підйомника.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. За технічними та організаційними особливостями, складності та небезпечності робіт, проведення підняттєвих гірничих виробок розглядається як самостійний технологічний процес.

Необхідність доставки по підняттєвих виробках бурового обладнання (телескопних перфораторів) та інструменту до нього, спорудження робочих та запобіжних помостів, постійного захисту виробок від обвалень, складні санітарно-гігієнічні умови праці гірників під час буріння шпурів, обумовлюють не тільки високу трудомісткість, але й високу травмонебезпечність цих робіт.

Аналіз досліджень та публікації. Відомо декілька способів (технологій), що зменшують або взагалі усувають наведені недоліки. Найбільш поширені з них: застосування механізованих монорейкових прохідницьких комплексів; відбійка породного масиву секційним підриванням свердловинних зарядів; буріння підняттєвих виробок на повний перетин за допомогою спеціальних комбайнів.

Проведення підняттєвих з використанням цих способів дозволяє досягти більш високих швидкостей проходки, значно прискорити час підготовки блоків до очисної виїмки, зменшити трудові та економічні витрати у порівнянні з витратами на проведення підняттєвих звичайним (дрібношпуровим) способом.

Найбільш прогресивними та перспективними способами проведення підняттєвих виробок безумовно є ті, що виключають необхідність присутності людини (гірника) у привибійному просторі. Це – комбайновий спосіб та спосіб секційного підривання свердловинних зарядів. Але з різних причин (гірничотехнічних, гірничо-геологічних, економічних та ін.) ці способи (технології) на сьогоднішній час ще не знайшли домінуючих показників впровадження. Так, 75-80% об'ємів проведення підняттєвих в умовах шахт Криворізького залізорудного басейну (ПАТ «Кривбасзалізрудком», ПАТ «ЄВРАЗ СУХА БАЛКА», ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»), а також шахт з видобутку уранової руди ДП «СхідГЗК», здійснюється за допомогою механізованих прохідницьких комплексів (типу КПВ - російського виробництва; типу КП-1 та КП-2 – державного виробництва).

Нажаль, експлуатація цієї техніки не буває без травмування людей, аварій та аварійних ситуацій, а існуючі способи та засоби, що використовуються в таких випадках гірниками та гірничорятувальниками, - ненадійні і не відповідають сучасним вимогам. Ця проблема була вирішена за рахунок розроблення НДІБПГ за участю на початковому етапі НДПІГірмаш (м. Єкатеринбург, РФ) та на завершальному етапі - ТОВ «Технологічні системи та машини» (ТОВ «Техномаш», м. Жовті Води) спеціального монорейкового гірничорятувального підйомника ПГР-350 [1].

У збірниках наукових праць НГУ [2] та ДП «НДІБПГ» [3] було наведено детальний опис конструкції та приведені технічні параметри цього підйомника, а у збірнику наукових праці КТУ [4] – докладно була розглянута конструкція автоматичного вловлювача кліті та гальмівної системи ПГР-350. при цьому особливу увагу було приділено теоретичним розрахункам кінематичних, енергетичних, силових та міцнісних параметрів і характеристик запобіжних пристосувань підйомника.

© Рясний В.М., Євстратенко І.А., 2013

Постановка завдання. У зв'язку з тим, що аварійно-рятувальний підйомник входить в перелік гірничошахтного обладнання, до яких пред'являються підвищені вимоги з техніки безпеки, безпосередньому розробленню, виготовленню та випробуванням підйомника передували ретельні теоретичні розрахунки.

Загальним завданням нижченаведених розрахунків є перевірка відповідності кінематичних, енергетичних, силових та міцністних параметрів і характеристик складових частин монорейкового підйомника вимогам технічного завдання на його розробку та загальним вимогам, що пред'являються до даного виду техніки.

Дана стаття присвячена кінематичному та тяговому розрахункам безпосередньо ходової частини кліті підйомника.

Викладення матеріалу та результати. Кінематична схема ходової частини кліті ПГР-350 представлена на рис. 1.

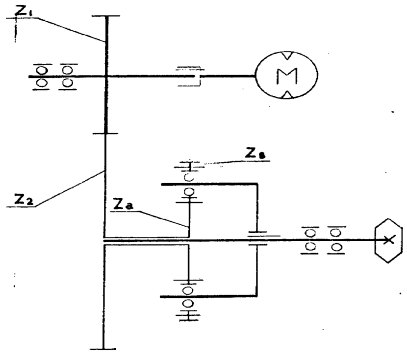


Рис. 1. Кінематична схема ходової частини кліті ПГР-350

Редуктор ходової частини є двоступінчатим, причому друга ступінь представляє собою планетарну передачу, передаточне число якої $U_{пл}$ визначають за формулою

$$U_{пл} = \frac{Z_в}{Z_a} + 1, \quad (1)$$

де $Z_в$ - кількість зубців корони; Z_a - кількість зубців центрального колеса

$$U_{пл} = \frac{96}{28} + 1 = 4{,}43,$$

Загальне передаточне число редуктора (U) розраховується за формулою

$$U = U_{пл} \cdot \frac{Z_2}{Z_1}, \quad (2)$$

де Z_2 - кількість зубців колеса першої ступені редуктора; Z_1 - кількість зубців шестерні першого ступеня редуктора

$$U = 4{,}43 \cdot \frac{120}{43} = 12{,}36,$$

Швидкість підйому кліті $V_к$ визначають за формулою

$$V_k = \frac{\pi \cdot d_{зір} \cdot \omega}{1000 \cdot U}, \quad (3)$$

де $d_{зір}$ - діаметр початкового кола зірочки, мм

$$V_k = \frac{3{,}14 \cdot 120 \cdot 10}{1000 \cdot 12{,}36} = 0{,}31 м/с$$

Тягове зусилля на приводній зірочці $P_т$ визначають за формулою

$$P_T = \frac{1020 \cdot N \cdot \eta}{V_k}, \quad (4)$$

де η - ККД ходової частини

$$\eta = \eta_1 \cdot \eta_{пл} \cdot \eta_ц,$$

де η_1 - ККД зубчатої передачі I ступеня; $\eta_{пл}$ - ККД планетарної передачі; $\eta_ц$ - ККД цівкового зачеплення

$$\eta = 0{,}97 \cdot 0{,}94 \cdot 0{,}94 = 0{,}86$$

$$P_T = \frac{1020 \cdot 4 \cdot 0{,}86}{0{,}31} = 11320 Н \text{ (1150 кгс)}$$

Номінальний момент обертання на валу пневмодвигуна $T_н$ розраховують за формулою

$$T_н = 9740 \cdot \frac{N}{60 \cdot \omega} = 9740 \cdot \frac{4}{60 \cdot 10} \cdot = 65 Н{\cdot}м \text{ (6,6 кгс/м)} \quad (5)$$

Розрахунок фрикційного гальмівного пристрою здійснювався за такою методикою.

Момент, який створюється силою тяжіння кліті на гальмівному валу $M_т$, обчислювали за формулою

$$M_r = \frac{G_k \cdot d_{зв}}{2 \cdot U_{пл}} \cdot \eta = \frac{8930 \cdot 0{,}12}{2 \cdot 4{,}43} \cdot 0{,}86 = 104 H \cdot м (10{,}6 кгс \cdot м) \quad (6)$$

Приймаємо коефіцієнт запасу гальмування $п_г$=2, тоді розрахунковий гальмівний момент $M_{г\ розр}$ знаходили за формулою, м

$$M_{г\ розр} = п_г \cdot M_т = 2 \cdot 104 = 208 \text{ Н}, \quad (7)$$

Осьове зусилля на гальмо (Q) визначали за формулою

$$Q = \frac{M_{Грозр}}{Z \cdot f_{тр} \cdot R_{ср}}, \quad (8)$$

де Z - число пар поверхонь тертя гальмівних дисків; $f_{тр}$ - коефіцієнт тертя пари сталь-металокераміка в маслі згідно $f_{тр} = 0{,}1$; $R_{ср}$ - середній радіус поверхонь тертя, м

$$Q = \frac{208}{8 \cdot 0{,}1 \cdot 0{,}0955} = 2720 H (272 кгс)$$

Питомий тиск Р знаходили за формулою

$$P = \frac{Q}{F}, \quad (9)$$

де F - площа поверхонь тертя, м^2

$$P = \frac{2720}{0{,}0138} = 0{,}2 \text{ МПа},$$

що не перевищує величини допустимого питомого тиску [P] = 2,5 МПа.

Розрахунок валу першої ступені редуктора здійснювали за такою методикою.

Розрахункова схема валу представлена на рис. 2.

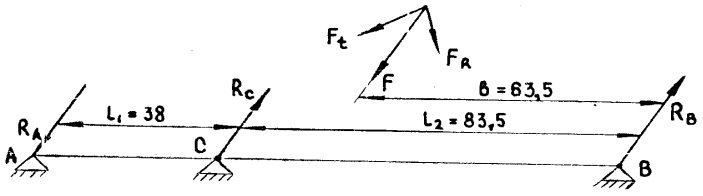


Рис. 2. Розрахункова схема валу

Окружне зусилля F_t визначали за формулою

$$F_t = \frac{2 \cdot T_н}{d_1}, \quad (10)$$

де d_1 - діаметр шестерні, м

$$F_1 = \frac{2 \cdot 65}{0{,}086} = 1510 H$$

Радіальне зусилля F_R розраховували за формулою

$$F_R = F_t \cdot t_g (\alpha + \rho), \quad (11)$$

де α - кут зачеплення, градус; ρ - кут тертя, градус

$$F_R = 1510 \cdot t_g (20 + 5) = 704 H \quad (12)$$

Остаточне навантаження F обчислювали за формулою

$$F = \sqrt{F_t^2 + F_R^2} = \sqrt{1510^2 + 704^2} = 1640 H$$

Згинаючий момент на опорі С ($M_{згин}$) знаходили згідно [5]

$$M_{згин} = \frac{F \cdot B \cdot (L_2^2 - B^2)}{2 \cdot L_2 \cdot (L_1 + L_2)} = \frac{1640 \cdot 0{,}0635 (0{,}0835^2 - 0{,}0635^2)}{2 \cdot 0{,}0835 (0{,}038 + 0{,}0835)} = 15{,}5 Нм \quad (13)$$

Напруга вигину $\sigma_в$ визначали за формулою

$$\sigma_в = \frac{M_{виг}}{0{,}1 \cdot d^3}, \quad (14)$$

де d - діаметр валу, м

$$\sigma_в = \frac{15,5}{0,1 \cdot 0,02^3} = 19,4M$$

Напруга кручення τ_k обчислювали за формулою

$$\tau_k = \frac{T}{0,2 \cdot d^3} = \frac{65}{0,2 \cdot 0,02^3} = 41МПа(410кгс/см^2) \quad (15)$$

Еквівалентну напругу $\sigma_{екв}$ розраховували за формулою

$$\sigma_{екв} = \sqrt{\sigma_и^2 + 4\tau_к^2} = \sqrt{19,4^2 + 4 \cdot 41^2} = 84МПа(840кгс/см^2) \quad (16)$$

Допустима напруга для сталі 40х [$\sigma_в$] = 155 МПа, отже умова міцності $\sigma_{екв}$ = 84 МПа <[$\sigma_в$] витримано.

Радіальне навантаження на підшипник № 304 F_r, встановлений на опорі С , знаходять згідно [5].

$$F_r = R_c = \frac{F \cdot B\left[(L_1 + L_2)^2 - B^2 - L_1^2\right]}{2L_1 \cdot L_2} = \frac{1640 \cdot 0,0835\left[(0,038 + 0,0835)^2 - 0,0635^2 - 0,038^2\right]}{2 \cdot 0,038 \cdot 0,0835} = 1630H \quad (17)$$

Отже, результати розрахунків ходової частини гірничорятувального підйомника ПГР-350 показують:

параметри підйомника (тягове зусилля, швидкість переміщення) відповідають передбаченим у технічному завданні (ТЗ);

основні елементи ходової частини (зубчасті зачеплення, підшипники опір) мають достатню міцність та надійність.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Кінематичні та тягові розрахунки, проведені лабораторно-стендові дослідження розробленого монорейкового гірничорятувального підйомника ПГР-350 дозволили зробити висновок щодо ефективності та надійності конструктивних рішень запобіжних пристосувань (автоматичного вловлювача, гальмівної системи) та ходової частини підйомника, а також доцільності його широкомасштабних випробувань в промислових умовах. Такі випробування, що завершилися державними приймальними, були проведені в умовах шахти «Юбилейная» ПАО «ЄВРАЗ Суха Балка» в квітні 2012 р. Висновки приймальної комісії, до складу якої входили представники (спеціалісти) Держгірпромнагляду України, гірничорятувальної служби МНС України, а також самих виробничників, були такими:

підйомник ПГР-350 відповідає вимогам технічного завдання та комплекту робочої конструкторської та експлуатаційної документації;

підйомник рекомендувати до серійного виробництва.

Дослідний зразок №1 ПГР-350, виготовлений ТОВ «Техномаш», було передано в постійну експлуатацію Криворізькому гірничорятувальному загону.

Серійне виробництво монорейкового підйомника освоєно на підприємстві ТОВ «Техномаш» з березня 2013р.

Отже, поставлені виробничниками, гірничорятувальними службами та службами Держгірпромнагляду України завдання, НДІБПГ КНУ виконано в повному обсязі, що дозволить значно підвищити безпеку праці гірників під час проведення підняттєвих виробок з використанням механізованих прохідницьких комплексів, а також ефективність та надійність дій гірничорятувальних підрозділів.

Список літератури

1. **Рясний В.М., Моргун О.В.** Проведення підняттєвих гірничих виробок: проблеми та рішення. – Технополіс, 2004. – С. 71-72.

2. **Рясной В.М.** Новые технические средства ведения аварийно-спасательных работ в восстающих горных выработках / Сб.науч.тр. НГУ. – 2003, №17. – С. 386-391.

3. **Рясний В.М., Євстратенко І.А.** Технічний прогрес гірничорятувальної служби як чинник підвищення безпеки праці гірників. – Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу: Зб.наук.праць. – Кривий Ріг: ДП «НДІБПГ», 2007, вип. 8. – С. 49-58.

4. **Рясний В.М., Комащенко П.Г.** Підвищення надійності малогабаритного аварійно-рятувального монорейкового підйомника/ Вісник Криворізького технічного університету: Зб.наук.праць. – 2012, вип. 32.- С.132-136 (Матеріали міжнародної науково-практичної конференції «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості –

2012»).
5. **Тимошенко С.П.** Сопротивление материалов. М., Наука, 1965, том I.

Рукопис подано до редакції 22.03.13

УДК 621.771

М.М. БЕРЕЖНИЙ, д-р техн. наук, проф., В.А. ЧУБЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
А.А. ХІНОЦЬКА, старший викладач, С.О. МАЩИШИН, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АМОРФНІСТЬ ТА МІЦНІСТЬ СТАЛІ

Запропоновано вважати границі зерен аморфними та розраховано величину аморфності залежно від розміру зерен при товщині міжзернової межі рівній параметру кристалічної решітки аустеніту ($3{,}6\cdot10^{-10}$ м). Визначено збільшення міцності різних видів сталі, маючої нанорозмір зерен, при збільшенні її аморфності до 40-50 %.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сталі і сплави складаються з зерен [1] та границь між ними [2,3]. За визначенням аморфний стан металу відрізняється від його кристалічного стану відсутністю далекого порядку в розміщенні атомів в об'ємі, що власне і ліквідує зернову структуру [2]. Фрагменти кристалів різного розміру різних металів існують у розплавах – це кластери, які мають тимчасові внутрішні ансамблі атомів та зовнішню розпушену розупорядковану зону об'ємом 3-6 %. У розупорядкованій зоні атоми постійно відриваються і приєднуються від і до кластера. При переохолодженні розплаву кластери стають зародками кристалів, а розпушена зона міжзерновою границею, яку не можна вважати кристалічною [3]. За структурою вона ближче до аморфного стану, що визначають і самі автори [3]: « … при буд-яких температурах нижче температури плавлення структура границі не є рідиною і не подібна до структури аморфних твердих тіл, а краще порівнювати зі структурою кристалічного твердого тіла з високою концентрацією точкових дефектів, в яких зберігається значна ступінь, як ближнього так і далекого порядку» [3]. Тому важливо виявити залежність аморфності сталі від величини діаметра її зерен і вплив аморфності сплаву на його міцність.

Аналіз досліджень та публікацій. Якщо вважати границю, як поверхню без товщини, яка представляє контакт розорієнтованих поверхонь різних кристалів, як уявляють автори [3], то тоді необхідно визначити повноцінними кристалами частинки яких дотикаються до роздільної поверхні з обох її боків. Це уявлення, до речі, суперечить правилам визначення величини зерна за методикою Держстандарту [1], згідно якій при підрахунку кількості зерен у полі мікроскопу враховують половину зерен, що частково входять у це поле [1].

Враховуючи, що на границях зерен концентруються атоми інших елементів та дислокації і на шліфах сфотографовані границі зерен, які мають товщину 0,2-0,4 мкм [2], ми вважаємо, що міжзеренні границі в металах за структурою подібні до застиглих розплавів і на їх утворення витрачається теплота плавлення. Таке уявлення про поверхневу енергію, яка утворюється при руйнуванні руди, при знятті стружки з металічної заготовки успішно використано раніше [5,6]. У цих випадках товщина розпушеної поверхні приймалась обґрунтовано відповідна 0,08 мкм [5] і 0,25 мкм [6].

Очевидно, що товщина міжзеренних границь у поверхні рудних та металічних зернах повинна бути більшою ніж у внутрішніх міжзеренних границях, бо перші утворились внаслідок розриву зерен, а другі – внаслідок остигання та ущільнення розплаву.

Середні величини номерів зерен G, середнього діаметра зерна d_m та середнього числа зерен в 1 мм^3, N_v, згідно Держстандарту [1] наведено в табл. 1. Середня питома поверхня міжзернової границі, її об'єм при товщині, рівній параметру чарунки заліза та частка в загальному об'ємі розраховані нами (табл. 1). На відміну від раніше виконаних розрахунків, коли товщина розпушеної зони приймалася рівною 0,08 мкм [6], тут прийнята товщина міжзернової поверхні в аустенітній сталі з вмістом вуглецю в межах 0 – 2 % рівною $3{,}6\cdot10^{-10}$м, тобто середнє значенні між $(3{,}56 \div 3{,}63)\cdot10^{-10}$м.

Постановка завдання. Виявити геометричні параметри структури сталі залежно від розміру зерна і аморфності сплаву на його міцність.

© Бережний М.М., Чубенко В.А., Хіноцька А.А., Мацишин С.О., 2013

Викладення матеріалу та результатів. Як видно з табл. 1 при товщині міжзеренної границі $3,6 \cdot 10^{-10}$ м її об'єм наближається до об'єму зерен розміром 2,7 мкм. Що ж в таких умовах визначає міцність металу – зерна чи їх границі необхідно визначити. Тому продовжимо табл. 1 ще на шість номерів до 20 і розмір зерен до $0,216 \cdot 10^{-10}$ м. При цьому ступінь аморфності сталі досягає 100% (табл. 2 і рис. 1). Аморфність сталі розрахована за формулою:

$$A = \frac{V_{зг} \cdot 10^{-22}}{V_{тз} \cdot 10^{-18}} = \frac{3,6 \cdot 10^{-10} \cdot 3,14 \cdot 10^{-12} d_m^2}{0,5236 \cdot 10^{-18} d_m^3} = \frac{11,0304 \cdot 10^{-22} \cdot d_m}{0,5236 \cdot 10^{-18} \cdot d_m} = \frac{21,6 \cdot 10^{-4}}{d_m},$$

де $V_{зг}$, $V_{тз}$, d_m – відповідно об'єм зернових границь, об'єм зерна та середній діаметр зерен; $3,6 \cdot 10^{-10}$ м – товщина границі зерна.

Таблиця 1

Геометричні співвідношення в сталі залежно від розміру зерен

Номер зерна G [1]	Середній діаметр зерна $d_m \cdot 10^{-6}$м [1]	Середнє число зерен в 1 м^3 $N_V \cdot 10^9$ [1]	Об'єм зерна $V_m \cdot 10^{-18}$м^3.	Поверхня зерна $F_m \cdot 10^{-12}$, м^2	Об'єм границі зерен, м$^3 \cdot 10^{-22}$	Частка об'єму границі зерна, $\% \cdot 10^{-2}$
- 3	1000	1	523,6	3,14	11,3	0,022
- 2	707	2,8	185,04	1,57	5,652	0, 03
- 1	500	8	65,45	0,765	2,826	0,043
0	353	22,6	23,03	0,516	1,86	0,081
1	250	64	8,18	0,196	0,705	0,086
2	177	181	2,9	0,0984	0,354	0,122
3	125	512	1,02	0,0491	0,177	0,174
4	88	1448	0,357	0,0243	0,0875	0,245
5	62	4096	0,125	0,0121	0,0436	0,349
6	44	11585	0,0446	0,0061	0,022	0,493
7	31	32768	0,0156	0,003	0,011	0,705
8	22	92682	0,0056	0,00152	0,0055	0,982
9	15	262144	0,00176	0,00071	0,0026	1,48
10	11	741485	0,0007	0,00038	0,0012	1,71
11	7,9	2097152	0,00026	0,0002	0,00072	2,77
12	5,6	5931008	0,000092	0,0001	0,00036	3,91
13	3,9	16777216	0,00003	0,00005	0,00018	6,0
14	2,7	47449064	0,00001	0,000023	0,000083	8,3

Таблиця 2

Деякі геометричні параметри структури сталі залежно від розміру зерна

Номер зерна G [1]	Діаметр зерна $d_m \cdot 10^{-6}$м	Об'єм зерна $V_m \cdot 10^{-18}$м^3.	Поверхня зерна $F_м \cdot 10^{-12}$, м^2	Об'єм границі зерен, м$^3 \cdot 10^{-22}$	Частка об'єму границі, %
10	11	0,0007	0,00033	0,0012	1,71
11	7,9	0,00026	0,0002	0,00072	2,77
12	5,6	0,000092	0,0001	0,00036	3,91
13	3,9	0,00003	0,00005	0,00018	6,0
14	2,7	0,00001	0,000023	0,000083	8,3
15	2,0	0,0000042	0,0000126	0,000045	10,7
16	1,5	0,00000177	00,0000071	0,0000254	14,35
17	1,0	0,000000524	0,00000314	0,0000113	21,56
18	0,5	0,000000065	0,000000785	0,0000028	43,1
19	0,3	0,00000014	0,000000283	0,00000102	72,86
20	0,216	0,000000053	0,000000146	0,00000053	100,0

Отже, як видно з рис. 1, стандарт [1] закінчується зерном розміром $2,7 \cdot 10^{-6}$ м і наявністю в структурі сталі аморфності 8,3 %.

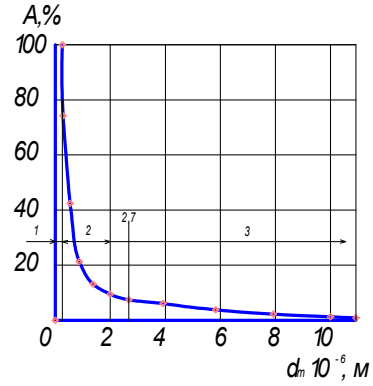


Рис. 1. Залежність аморфності сталі (A) від величини діаметра її зерен ($d_m \cdot 10^{-6}$): 1 – аморфна сталь нанокристалічна (d_m<0,216$\cdot 10^{-6}$ м); 2 – проміжні кристали (2,7> d_m>0,216) $\cdot 10^{-6}$ м; 3 – зерна розміром d_m>2,7$\cdot 10^{-6}$ і d_m<1$\cdot 10^{-6}$ [1]

При зменшенні розміру зерен до 0,216$\cdot 10^{-6}$ м у структурі сталі аморфність її збільшується до 100 %. Цей діапазон (0,216…2,7)$\cdot$ 0^{-6} м зміни розміру зерен є проміжним (перехідним) до нанокристалічного стану з діаметром зерен менше 216 нм. Але при вакуумному напилені «Так плівка заліза товщиною 2,5 нм кристалізується при температурі 50-60 К, а при товщині 15 нм залізо отримати в аморфному стані взагалі неможливо»[4, ст. 31]. Методом вакуумного напилення отримують також аморфні плівки Mn, Cr, Te, Sb, Ga, As, Al, V, Pd, Zr, Hf, Re, Nb, Ta, W, Mo. Відзначимо, що марганець аморфному стані аж до 400 К [4]залишається в аморфному стані аж до 400 К [4].

На підставі наведених даних стосовно заліза та марганцю, які нанесли на залежність логарифму швидкості охолодження від відношення температури T_q аморфізації розплавів металів і сплавів до температури їх плавлення T_m (T_q/T_m) [4, ст. 61, рис. 3.5], визначили названу залежність аналітично для металів – хімічних елементів (рис. 2)

На рис. 2 до даних з [4] білими колами нанесені дані з [2] про аморфність заліза та марганцю. Виявлено, що дві паралельні штрихові прямі обмежують ділянку розміщення аморфних сплавів металів між елементарними металами Fe, Ni, Mn, Ge та Te. Це дозволяє узагальнити залежність log Rc=f(T_q/ T_m) у вигляді прямої: log Rc=13,49…15б732(T_q/ T_m).

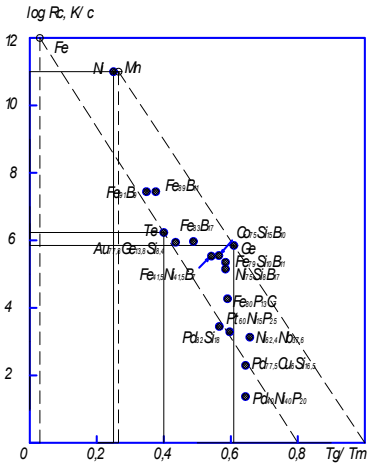


Рис. 2. Співвідношення (кореляція) між критичної швидкості охолодження Rc та відношення температури аморфізації до температури плавлення T_q/ T_m [4]

Після цього чіткіше виявляється наявність металів і сплавів, які мають однакові швидкості охолодження при досить суттєвих різницях відношення (T_q/T_m), як, наприклад, Ni і Mn, $Fe_{91}B_9$ і $Fe_{89}B_{11}$, $Au_{77,8}G_{13,8}Si_{8,4}$ та $Fe_{83}B_{17}$, $Fe_{41,5}Ni_{41,5}B_7$ і $Co_{75}Si_{15}B_{10}$, $Pd_{82}Si_{18}$ і $Ni_{62,4}Nb_{37,6}$. В основі цієї закономірності лежить єдина фізична структура кристалічної будови, незважаючи на відміни у хімічному та елементарному складі.

Залежність параметрів різних видів міцності твердих сплавів вивчали за даними [7]: досліджувались на міцність вольфрамокобальтові сплави з об'ємним вмістом кобальту 10-40 %, третім елементом у сплавах був вуглець у складі карбідів вольфраму та кобальту: масова частка карбідів (за об'ємом) змінювалась від 60 до 98 %. Розмір зерен карбідів звичайно дорівнює 1-5 мкм. Сплави за розміром зерен розділили на три групи: менше 1 мкм (в середньому 0,5 мкм), 1-2 мкм (середнє 1,5 мкм) і більше 2 мкм (в середньому 2,7 мкм). Згідно табл. 1 і 2 аморфність груп сплавів відповідно дорівнювала 43,1%, 14,4% і 8,3%.

Результати визначення величини параметрів міцності сплавів представлено на рис. 3: на осі абсцис – значення аморфності в %. На осі ординат послідовно знизу уверх відкладено:

1 – відносний опір «сухому» абразивному зносу;
2 – в'язкість руйнування, МН/м^3/2;
3 – границя міцності на згин, Н/мм^2;
4– границя міцності на стиснення, Н/мм^2;
5 – напруження міцності на втомленість, Н/мм^2;
6 – твердість, HV 3.

Числа біля кривих в позиціях 1 – 4 і 6 – це вміст в об'ємних % карбіду кобальту в сплавах; в позиції 6 – це число циклів при випробуванні на втомленість сплавів.

Установлено, що чим дрібніші зерна карбіду вольфраму та чим менше вміст кобальту, тим більше опір «сухому» абразивному зносу. В'язкість руйнування також залежить від вмісту кобальту і розміру зерен карбіду вольфраму, як і ударна в'язкість при випробувані на розрив.

До числа найрозповсюджених видів руйнування твердих сплавів вольфрамової групи на-

лежить внутрікристалічний крихкий злом по кристалічних площинах ковзання, дрібнокристалічний злом по границях зерен карбідної фази та зв'язки. Збільшення розмірів зерен і вмісту кобальту в твердих сплавах призводе до розширення проміжних шарів між зернами карбідної фази і, значить, підвищену інтенсивність в'язкого злому.

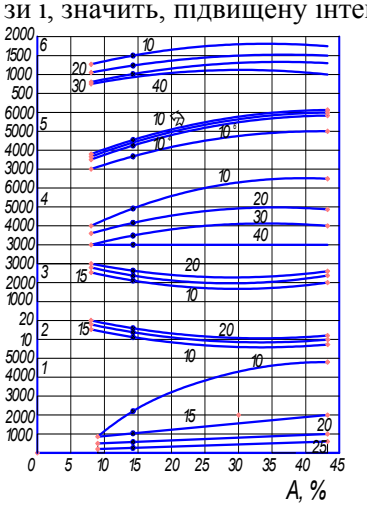


Рис. 3. Результати досліджень: опис в тексті

Звернемо увагу також на те, що при вмістах кобальту більше 40 % деякі параметри міцності (див. графіки 1,3,4,6 рис.3) зрівнюються для всіх значень аморфності, тобто карбіди кобальту, дрібніші за зерна вольфраму перетворюють сплав в аморфний стан, коли їх вміст у сплаві перевищує 40 %.

Висновок і напрямок подальшого досліджування:

Великий розрив між крупностями практично утвореними аморфними структурами сталі і нашим теоретичним розрахунком можна пояснити прийнятою постійністю товщини міжзернових границь.

Необхідно визначити, як змінюється товщина границі зерен від їх розміру, враховуючи явище поглинання менших зерен більшими.

Установлена залежність різних видів руйнування твердих сплавів вольфрамо - кобальтової групи від їх ступеня аморфності. Необхідне продовження вивчення впливу на ступінь аморфності величини зерна металів.

Список літератури

1. **ГОСТ 5639 – 82**. Стали и сплавы. Методы выявления и определения величины зерна. – 20 с.

2. **Судзуки К., Фудзиморн Х., Хашлото К**. Аморфные металлы. – Пер. с японского. – М.: Металлургия, 1087. – 328 с.

3. **Кошкин Н.И., Ширкевич М.П.** – Справ очник по элементарной физике. – Узд. седьмое стереотипное. – М.: Наука. – 1976. – 255 с.

4. **H. A. Davies: Rapirlli 1** Quenched Metals III. Vol. (edited by D/ Cantor. The Metals Societij, London, 1978) P.1.

5. **Бережной Н.Н., Сокур Н.И**. К вопросу распределения энергии в шаровых барабанных мельницах между измельчаемыми материалами. – Горный журнал, 1991. - № 1. – с.45 – 48.

6. Теорія будови рідкого, аморфного і кристалічного стану. – **М.М.Бережний, З.З.Пастушенко, В.П. Соколова, В.А.Чубенко.** – (Монографія). – Кривий Ріг: Мінерал. – 221 с.

7. Sandvik in Austria Ges. m. b. H-Hard Materials.-Firmenbuchnumer FN 76857 a Handelsgericht Wien.

8. **Кухлинг Х**. – Справочник по физике. – Пер. с немец. – 2 – е узд. – М.: Мир. – 1989. – 520 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.13

УДК 621.3: 621.313.1

В.З. СВАНИДЗЕ, магистр, В.Г. ФАЙНШТЕЙН, канд. техн. наук,
ГВУЗ „Криворожский национальный университет"

ОСОБЕННОСТИ ВЫБОРА ДВИГАТЕЛЯ ПО МОЩНОСТИ

В работе рассмотрены вопросы экономически целесообразной замены электродвигателей с целью уменьшения потерь электроэнергии, выбора электродвигателя из числа соответствующих по мощности, но отличающихся по цене и потерям электроэнергии (КПД), целесообразность выполнять традиционную рекомендацию - выбирать электродвигатель равный или ближайший больший по номинальной мощности, чем по расчету. Отмеченные задачи рассматриваются составляющими инвестиционного проекта для малой реконструкции предприятия ,где показателем эффективности инвестиционного проекта является накопленный дисконтированный эффект за расчетный период.

Ключевые слова: электродвигатель, потери мощности, КПД, инвестиционный проект.

У роботі розглянуто питання економічно доцільної заміни электродвигуна з метою зменшення втрат електроенергії, вибору електродвигуна з числа відповідних по потужності, але що відрізняються за ціною і втратами електроенергії (ККД), доцільність виконувати традиційну рекомендацію - вибирати электродвигун рівний або найближчий більший за номінальної потужності, ніж за розрахунком. Зазначені завдання розглядаються складовими інвестиційного проекту для малої реконструкції підприємства ,де показником ефективності інвестиційного проекту є накопичений дисконтований ефект за розрахунковий період.

Questions of economically expedient replacement of electric motors for the purpose of reduction of losses of the electric power are considered in this work, electric motor choice from among corre-

© Сванидзе В.З., Файнштейн В.Г., 2013

sponding on power, but differing at the price and losses of the electric power (efficiency), expediency to implement the traditional recommendation ─ to choose the electric motor equal or the next bigger on rated power, than by calculation. Noted tasks are considered by components of the investment project for small reconstruction of the enterprise where an indicator of efficiency of the investment project is the saved-up discounted effect for the settlement period.

Практические рекомендации по выбору электродвигателя для привода рабочего органа механизма сложились в 50-60 годах прошлого столетия , когда стоимость электроэнергии в общей сумме затрат на производство продукции составляло очень малую величину. В настоящее время при росте цены на электроэнергию значительно выросли и затраты на покупку электроэнергии для производства продукции, что ощутимо влияет на прибыль производителя. На рынке электродвигателей появились двигатели разных фирм, которые различаются ценой и техническими характеристиками.

Перечисленные обстоятельства требуют в настоящее время пересмотра некоторых аспектов, связанных с выбором и заменой электродвигателя для привода механизмов. В частности, рассмотрены следующие вопросы:

экономически целесообразная замена электродвигателей для уменьшения потерь электроэнергии;

выбор электродвигателя из числа соответствующих по мощности, но отличающихся по цене и потерям электроэнергии;

целесообразность во всех случаях выполнять традиционную рекомендацию - выбирать электродвигатель ближайший больший по номинальной мощности, чем требуется;

Будем рассматривать поставленные задачи как составляющую инвестиционного проекта для малой реконструкции предприятия [1]. Важнейшим показателем эффективности инвестиционного проекта является чистый дисконтированный доход NPV) -накопленный дисконтированный эффект за расчетный период [2]. Величина NPV ниже вычисляется по формуле

$$NPV = П_o \sum_{k=1}^{n} \frac{1}{(1+E)^k} - In_0 = П_o d \frac{d^n - 1}{d - 1} - In_o \ , \qquad (1)$$

где $П_o$ -приток денежных средств, постоянный на каждом шаге; $ИП_o$ - начальная инвестиция денежных средств; E - норма дисконта; $d = 1/(1+E)$ коэффициент дисконтирования.

Положительное значение NPV показывает, что за расчетный период дисконтированные денежные поступления превысят дисконтированную сумму капитальных вложений и тем самым обеспечат увеличение ценности фирмы;

На сегодня в эксплуатации находится значительное количество электродвигателей выпущенных по стандартам 70-х и ранее годов. Потери таких двигателей увеличенные по сравнению с современными электродвигателями, поэтому в настоящее время актуальным является вопрос замены электродвигателя для снижения потерь электроэнергии. Экономическую целесообразность определим значением NPV. Приток денежных средств в данном случае определяется уменьшением платежей за электроэнергию и налога на прибыль за счет увеличения амортизацизационных отчислений. Откуда, если длительность шага в (1) равным одному году, то

$$П_o = \frac{P_{2s}}{\eta_н \eta_y} \frac{(\eta_н - \eta_y)}{} \frac{CeT}{} + \frac{C_{кВт} P_н K_{пр}}{Nd} \ , \ In_o = C_{кВт} P_н, \qquad (2)$$

где P_{2s} - значение фактической мощности на валу электродвигателя усредненное за выбранное время $\eta_н$ - расчетное значение кпд нового электродвигателя при мощности на валу равной P_{2s}; η_y - расчетное значение кпд работающего электродвигателя для тех же условий; $P_н$- номинальная мощность нового электродвигателя; Ce- стоимость одного кВт/ч электроэнергии; $C_{кВт}$- стоимость кВт нового электродвигателя (при необходимости с учетом затрат на монтаж, замену преобразовательного агрегата и т.п.); T - длительность работы агрегата за шаг дисконтирования, ч; $K_{пр}$- ставка налога на прибыль; Nd- срок службы электродвигателя по стандарту (ТУ), приведенный к одному шагу.

Принято, что ликвидационная стоимость электродвигателя равна нулю. Подставив значения $П_o$и In_o, вычисленные по (2) в (1) получим значения NPV для оценки целесообразности замены электродвигателя.

Обозначив $Kz = \frac{P_{2s}}{P_н}\frac{(\eta_н - \eta_y)}{\eta_н\eta_y}\frac{CeT}{C_{кВт}}$, уравнение для определения номера шага n, когда замена электродвигателя начнет приносить прибыль, принимает вид

$$Kzd\,\frac{d^n - 1}{d - 1}\,\frac{1}{1 - K_{пр}/Nd} \geq 1. \qquad (3)$$

Например, примем, что для электродвигателей постоянного тока фирмы SIMENS $P_н$=P_{2s}=1000 кВт и КПД двигателей равны паспортным значениям: 0,95 у нового электродвигателя и 0,9 - старого.

Выбрав в качестве интервала один год, T=6000 ч, при средней стоимость электроэнергии для потребителей первого класса Ce=0.7432 грн/кВт-час, стоимости 1 кВт электродвигателя $C_{кВт}$=1200 грн, ставке дисконта E=0,05, сроке службы электродвигателя Nd=25, ставке налога на прибыль $K_{пр}$=0,25 на рис. 1 построен график изменения NPV по годам. Из графика можно сделать вывод, что замена электродвигателя на более экономичный начнет приносить прибыль после шести лет эксплуатации.

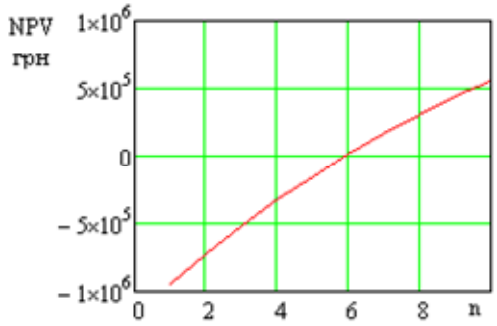


Рис. 1. Величина NPV по годам для данных примера

В распоряжении проектировщика электропривода имеются электродвигатели различных производителей примерно одинаковой мощности, способа крепления и условий эксплуатации, но отличающихся между собой по номинальным потерям, стоимости и весогабаритным показателям. Как правило, с увеличением кпд электродвигателя увеличивается его стоимость вес и габариты. Если вес и габариты не являются определяющими, то целесообразно провести сравнение электродвигателей по потерям энергии и стоимости на основании определения по (1) NPV.

При этом

$$П_o = \frac{P_{2s}}{\eta_1\eta_2}\frac{(\eta_1 - \eta_2)}{}\frac{CeT}{} + \frac{(C_1 - C_2)K_{пр}}{Nd}, \qquad (4)$$

$$In_o = C_1 - C_2,$$

где $C_1(C_2)$ - цена электродвигателей; $\eta_1(\eta_2)$ - кпд двигателей при мощности P_{2s}.

В соответствии с принятой ранее идеологией выбора электродвигателя по мощности основным условием определяющим ограничение на мощность выбираемого электродвигателя было условие $\Delta P_{ср} \leq \Delta P_н$. Из-за дискретности номинальной мощности двигателей каждого типа рекомендуется выбирать ближайший больший по мощности, что нередко приводит к увеличению потерь электроэнергии. С другой стороны выбор электродвигателя меньшего по мощности приводит к сокращению его срока службы и соответственно к увеличению капитальных и эксплуатационных затрат в течении срока службы технологического оборудования. Рассмотрим вопрос о условиях целесообразности сокращения срока службы электродвигателя за счет экономии электроэнергии. Потери мощности при работе без ослабления потокосцепления в зависимости от потребляемой мощности P для двигателей, можно определить из выражения

$$\Delta P = \frac{P_н(1 - \eta_н)}{(1 + \alpha)\eta_н}\left[\left(\frac{P}{P_н}\right)^2 + \alpha\right], \qquad (5)$$

где α - отношение постоянных потерь мощности к переменным.

Следовательно, если по расчету средняя квадратичная мощность за цикл работы электродвигателя - $P_{ск}$, и в каталоге имеются двигатели с заданного типа номинальной мощностью $P_{1н}$>$P_{ск}$ и $P_{2н}$<$P_{ск}$, то разность потерь мощности для этих двигателей при работе с мощностью $P_{ск}$

$$\delta\Delta P = \frac{P2_н(1 - \eta 2_н)}{(1 + \alpha)\eta 2_н}\cdot\left[\left(\frac{P_{ск}}{P2_н}\right)^2 + \alpha\right] - \frac{P1_н(1 - \eta 1_н)}{(1 + \alpha)\eta 1_н}\cdot\left[\left(\frac{P_{ск}}{P1_н}\right)^2 + \alpha\right]. \qquad (6)$$

Так как двигатели одного типа и незначительно отличаются по мощности, то можно считать, что КПД в номинальном режиме у них равный и для современных двигателей коэффициент α<1. Откуда разность потерь при $P_{ск}>P_{2н}$ положительное число.

Определим величину срока службы электродвигателя, у которого $P_{2н}<P_{ск}$. Пусть согласно расчетов средние потери за расчетный цикл $\Delta P_{ср}$, превышение температуры обмотки над допустимой определятся по выражению [3]

$$\Delta\tau = \tau_{доп}\left[\frac{1}{\Delta P_{ср}}\frac{(1-\eta_н)}{2\eta_н}\left(\frac{P_{ск}{}^2}{P2_н}+1\right)-1\right] \qquad (7)$$

Согласно [3] срок службы изоляции при температуре $\tau+\tau\Delta$ определяется по выражению

$$Nc = Nc_н \exp\left(-B\frac{\Delta\tau}{\Delta\tau+\tau_{доп}+273}\right), \qquad (8)$$

где $Nc_н$ - расчетный срок службы электродвигателя при номинальной нагрузке; B - безразмерный коэффициент, постоянный для материалов одного класса по температурной устойчивости.

Там же дается значение коэффициента В в зависимости от класса изоляции (см. табл. 1).

Подставляя полученное по (7) значения Δτ в (8) получаем относительный срок службы электродвигателя

$$\chi = \frac{Nc}{Nc_н} = \exp\left(-\mathrm{B}\frac{\theta-1}{\theta+273}\right),$$

где $\theta = \tau_{доп}\cdot\left[\frac{1}{\Delta P2}\frac{(1-\eta_Н)}{2\eta_Н}\left(\frac{P_{СК}^2}{P2_н}+1\right)\right]$ - фактическое превышение температуры обмоток электродвигателя.

Таблица 1

Коэффициент В для изоляционных материалов разных классов

Класс изоляции	A	E	B	F	H
B	25,1	25,1	25,3	29,7	34,2

Таким образом, для выбранного электродвигателя, при его работе с небольшой перегрузкой по мощности, определяем фактические потери и коэффициент λ, учитывающий снижение срока службы электродвигателя по сравнению с работой при номинальной нагрузке.

Экономически целесообразным предложенный подход к выбору электродвигателя в рассматриваемом случае считаем тогда, когда приток средств за измененный срок службы электродвигателя позволит заменить работающий электродвигатель. Приток средств и инновационные вложения в данном варианте

$$П_о = \partial\Delta PCeT + \frac{(1-K_{пр})C_{кВт}(Pn1-Pn2)}{\chi Nd}, \qquad (10)$$

$$In0 = 0$$

Для иллюстрации изложенного приведем пример оценки целесообразности выбора асинхронного электродвигателя, для расчетной нагрузки 100 кВт и синхронной скорости 750 об/мин по каталогам для асинхронных двигателей фирмы Marelli Motors. Данные двигателей ближайших по мощности к расчетной приведены в табл. 2.

Максимальный КПД соответствует номинальной нагрузке, поэтому α=1. Стоимость 1 кВт данного типа двигателей примем равной 600 грн.

Таблица 2

P_n, кВт	nn, об/мин	U_n, В	η_n	$\eta_{0,75}$	M_n, Нм	$N_{сп}$, Лет	$C_{кВт}$,грн
90	735	400	0,944	0,943	1168	20	640
110	735	400	0,945	0,944	1428	20	640

Изменение срока службы при перегрузке электродвигателя и классе изоляции H ($\tau_{доп}$=180) дано на рис. 2. Пусть средняя квадратичная нагрузка электродвигателя $P_{ск}$=95 кВт. В соответствии с графиком на рис. 2 срок службы электродвигателя сократится примерно до 10 лет.

Потери мощности, рассчитанные по (6) для заданного значения $P_{ск}$, составят 0,16 кВт. Из-

менение величины NPV по годам дано на рис. 3, откуда следует, что средства в размере 54000 грн для замены электродвигателя накопятся за 7 лет эксплуатации, т.е в данном случае выбор электродвигателя с небольшой перегрузкой целесообразен.

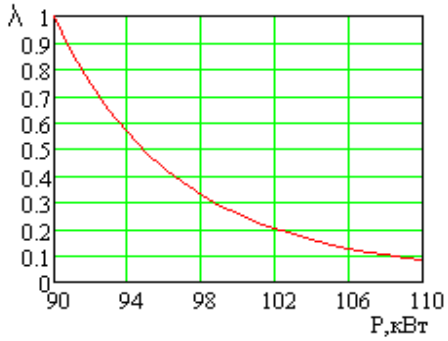


Рис. 2. Изменение срока службы электродвигателя по отношению к номинальному

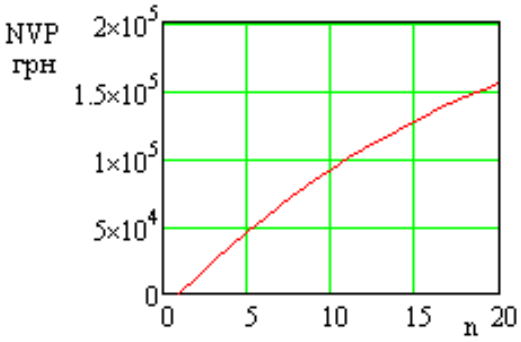


Рис. 3. Изменение величины NPV по годам

Выводы. Подход к выбору электродвигателя по номинальной мощности для привода механизмов, сложившийся в прошлом столетии в учебной литературе, в ряде вопросов требует дополнения с учетом изменения стоимости электроэнергии и подходов к оценке экономической целесообразности технических мероприятий.

Список литературы

1. **Бан Д., Жарко Д., Мирчевски С.** Современное состояние и тенденции повышения КПД электрических машин / Электротехника. - №1, 2012. - С. 14.

2. **Непомнящий Е.Г.** Инвестиционное проектирование: Основные показатели эффективности инвестиционных проектов и методы их оценки, ТРТУ, 2003. - 262 с.

3. **Федоров М.М., Лужнев А.И., Боев А.Е.** Оценка сроков службы изоляции электрических машин, Наукові праці Донецького національного технічного університету, №10(180), 2011. - С. 4.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 669.162

Т.П. ЯРОШ, В.В. ПЛОТНИКОВ, кандидаты техн. наук, доц.,
О.В. МАРАСАНОВА, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ ПИРИТНЫХ ОГАРКОВ ПРИ ИХ ОКУСКОВАНИИ

Приведен термодинамический анализ процессов с участием серосодержащих компонентов пиритных огарков при их окускования.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В химической, горнодобывающей, металлургической промышленности образуется большое количество твердых отходов. Одним из наиболее многотоннажных отходов химической промышленности является пиритный огарок, образующийся при производстве серной кислоты. К имеющимся запасам отвальных пиритных огарков ежегодно прибавляется несколько сотен тысяч тонн.

Вместе с тем пиритные огарки являются ценным комплексным сырьем, в котором, наряду с высоким содержанием железа (значение которого может приближаться к содержанию железа в отечественных агломератах), присутствуют такие примеси, как свинец, медь, цинк, кобальт, серебро и др. Основным препятствием для использования огарков в доменных плавках являются высокая степень измельчения, значительные содержания цветных металлов, что осложняет процесс доменной плавки и загрязняет его продукты, а также высокое содержание вредных примесей, что приводит к получению чугуна низкого качества.

Одновременно, под влиянием атмосферных осадков и климатических условий в накопленных в отвалах огарках происходят изменения химического и фазового составов минеральных составляющих и образование растворимых в водных средах соединений многих тяжелых, в том числе и высокотоксичных, металлов, которые оказывают пагубное влияние на окружающую среду. С одной стороны, накопленные пиритные огарки создают реальную угрозу загрязнения

© Ярош Т.П., Плотников В.В., Марасанова О.В., 2013

водной и воздушной среды, с другой стороны являются ценным источником получения черных, цветных, благородных и редких металлов, не используемым до настоящего времени ввиду отсутствия экономически пригодных технологий и аппаратуры [1].

Анализ исследований и публикаций. Пиритные огарки образуются при переработке железного колчедана (пирита) в серную кислоту. Чистый железный колчедан содержит 53,5% серы и 46,5% железа. В природном колчедане, кроме серы и железа, содержатся примеси песка, глины, карбонатов, сульфидов цветных металлов, соединений мышьяка, селена, серебра, золота и др. При обжиге обогащенного пиритного концентрата получают диоксид серы, который в дальнейшем перерабатывают в серную кислоту, а в качестве твердого отхода образуется пиритный огарок. Пиритные огарки состоят в основном из железа и имеют следующий химический состав: Fe_2O_3 56-77%, SiO_2 9-22%, Al_2O_3 1-18%, CaO 0,8-5%, MgO 0,1-0,2%, кроме того они содержат в своем составе медь, цинк, свинец, серу, драгоценные металлы, мышьяк, селен. При обжиге пиритного концентрата огарков образуется около 70% от массы колчедана.

Несмотря на ценность пиритных огарков, как металлургического сырья, его использование в металлургии ограничивается тремя факторами:

Первый - это присутствие значительного количества остаточной серы. Сера вредна со многих точек зрения: при большом содержании она резко увеличивает расход кислорода на ее окисление при переплавке чугуна в сталь, а при малом - связывает легирующие компоненты в процессах получения специальных марок стали. Но даже при очень малых остаточных концентрациях в чугуне сера резко ухудшает качество выплавляемой стали, придавая ей хрупкость и снижая коррозионную устойчивость.

Второй фактор, который не позволяет напрямую направлять пиритные огарки в металлургический передел (даже для получения менее ответственных и дешевых марок стали или чугуна) состоит в том, что в огарках, помимо недообожженных пирита и колчедана, содержатся в заметных количествах сульфиды других тяжелых металлов – халькозин Cu_2S, ковеллин CuS, вюрцит ZnS, халькопирит $CuFeS_2$, арсенопирит $FeAsS_2$, а также изоморфные их соединения, в которых серу замещают атомы селена Se и теллура Te. Кроме того, в составе огарков присутствуют в небольших количествах сульфиды Ni, Co, Ag, Au и Pt [2].

Третья причина «несостоятельности» пиритных огарков как сырья для черной металлургии - неудовлетворительный гранулометрический состав (крупность менее 1,5 - 2,0 мм при содержании фракций крупностью менее 0,07 мм 50-60%) [3], из-за чего пиритные огарки не могут быть непосредственно использованы в доменной плавке и требуют предварительной подготовки, от технологии которой зависит количество используемых в составе компонентов доменной шихты пиритных огарков.

Для переработки пиритных огарков предложены две группы методов – пирохимические (высокотемпературные) и гидрохимические (низкотемпературные). Каждая из этих групп имеет свои достоинства и недостатки, но с точки зрения экологии более приемлемыми являют водные методы, поскольку они в меньшей степени загрязняют атмосферу [2].

Среди пирохимических методов утилизации огарков известны: хлорирование (метод Д.М.Чижикова), хлорирующий и сульфатизирующий обжиг (метод И.Н.Масленицкого). Но такой процесс связан с применением очень токсичного хлора и требует огромных энергозатрат, не окупающихся извлеченным металлом. Несмотря на то, что описанные методы в достаточной степени разработаны и испытаны в полупромышленных масштабах, они до сих пор не внедрены.

Гидрохимическая переработка пиритных огарков заключается в переводе в раствор ценных соединений, содержащихся в огарках, может быть осуществлен путем обработки измельченных материалов кислотами, но это невыгодно, да и затруднительно в отсутствие окислителей, необходимых для окисления недообожженных сульфидов. Применение автоклавов (метод Худякова И.Ф.) позволяет использовать в качестве окислителя кислород. В результате все ценные компоненты огарков переходят в раствор, из которого извлекают: медь – цементацией на железе, цинк, никель, кобальт, кадмий – электролизом (шлам, содержащий серебро, золото и платиноиды обрабатывают одним из вышеописанных способов), железо(II) – окислением до Fe^{3+} на аноде и осаждением гидроксида трехвалентного железа из раствора щелочью [2].

Предлагаемые ранее и сейчас технологии переработки пиритных огарков [4,5], хотя и экономически самоокупаемые, дают лишь частичное решение вопроса их использования с получе-

нием концентратов низкого качества, невысоким извлечением ценных компонентов и образованием новых, условно отвальных продуктов – хвостов.

Известно использование пиритных огарков в качестве добавок в агломерационную шихту [6-8]. Однако неблагоприятный гранулометрический состав и плохая комкуемость пиритных огарков приводит к снижению производительности агломерационных машин и прочности агломерата [3], что требует использования связующих веществ и усложняет технологию подготовки аглошихты. При этом доля пиритных огарков в агломерационной шихте не превышает 5-10%.

Ввод пиритных огарков в агломерационную шихту в виде гранул размером 3-6 мм, полученных предварительным их смешением со связующими веществами и окомкованием [7], позволяет повысить производительность агломашины и качество агломерата по сравнению с вводом пиритных огарков в неокомкованном виде. Однако и этот способ не решает проблему увеличения доли пиритных огарков в аглошихте из-за значительного содержания в них сульфатной серы, которая плохо удаляется при агломерации.

Постановка задачи. Поскольку одним из основных ограничений доли пиритных огарков в шихте для получения окускованного железорудного сырья является высокое содержание вредных примесей (S,Zn,As и др.), то первоочередной задачей на пути к решению этой проблемы является теоретическое исследование их поведения при металлургической переработке сырья.

Изложение материала и результаты. Сера находится в пиритных огарках в виде сульфидов и сульфатов. Сульфидная сера входит в основном в остаточный пирит и пирротин, а также сульфиды цветных металлов (халькопирит, халькозин, ковеллин, сфалерит, галенит). Состав сульфатов следующий: 76% $CaSO_4$, 7% $ZnSO_4$, 6% $BaSO_4$, 6% $Fe_2(SO_4)_3$, 3% $CuSO_4$ и 2% $PbSO_4$. Общее количество сульфатной серы достигает 50 и более процентов от общего содержания серы [9].

Поэтому важно процесс десульфурации шихты осуществлять на стадиях предварительного окускования сырья, выдавая готовый продукт с минимально возможным в данных условиях содержанием серы.

Удаление серы возможно в результате протекания процессов диссоциации и окисления сульфидов, а также при разложении сульфатов.

Как известно из литературных источников [10], процессы диссоциации сульфидов протекают при умеренных температурах. Пирит на воздухе теряет половину всей серы в ходе диссоциации уже при температуре 565° С: $2\ FeS_2 = 2\ FeS + S_2$; начиная с 550° С происходит диссоциация халькопирита: $2\ CuFeS_2 = Cu_2S + 2\ FeS + ½\ S_2$, а с 400° С – диссоциация ковеллина: $4\ CuS = 2\ Cu_2S + S_2$.

Окисление сульфидной серы происходит по реакциям

пирита FeS_2: $4\ FeS_2 + 11\ O_2 = 2\ Fe_2O_3 + 8\ SO_2$ (1)

$3\ FeS_2 + 8\ O_2 = Fe_3O_4 + 6\ SO_2$ (2)

пирротина $Fe_{(1-x)}S$: $4\ FeS + 7\ O_2 = 2\ Fe_2O_3 + 4\ SO_2$ (3)

$3\ FeS + 5\ O_2 = Fe_3O_4 + 3\ SO_2$ (4)

халькопирита $CuFeS_2$: $2\ CuFeS_2 + 6\ O_2 = Cu_2O + Fe_2O_3 + 4\ SO_2$ (5)

ковеллина CuS: $2\ CuS + 3\ O_2 = 2\ CuO + 2\ SO_2$ (6)

$4\ CuS + 5\ O_2 = 2\ Cu_2O + 4\ SO_2$ (7)

халькозина Cu_2S: $2\ Cu_2S + 3\ O_2 = 2\ Cu_2O + 2\ SO_2$ (8)

$Cu_2S + 2\ O_2 = 2\ CuO + SO_2$ (9)

сфалерита ZnS: $2\ ZnS + 3\ O_2 = 2\ ZnO + 2\ SO_2$ (10)

галенита PbS: $2\ PbS + 3\ O_2 = 2\ PbO + 2\ SO_2$ (11)

Результаты термодинамического анализа перечисленных реакций (рис. 1) показали, что процессы окисления сульфидов протекают при умеренных температурах.

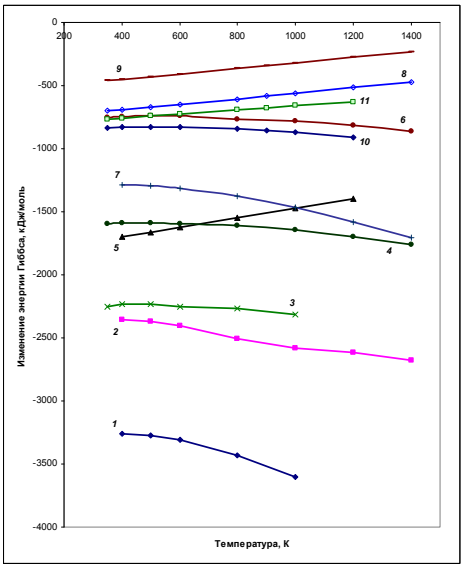


Рис. 1. Зависимость энергии Гиббса от температуры для процессов окисления сульфидов (цифры возле кривых

Наиболее легко осуществимым с термодинамической точки зрения является процесс окисления пирита (реакции 1 и 2). Величина константы равновесия реакции окисления пирита до гематита имеет более высокие значения в сравнении с константой равновесия для реакции (2), поэтому при наличии достаточного количества кислорода в газовой фазе данный процесс получает преимущественное развитие.

соответствуют нумерации уравнений реакции в тексте)

Легко окисляются также пирротин, ковеллин и сфалерит. Процесс окисления ковеллина до конечного продукта в виде Cu_2O является более легко осуществимым в сравнении с реакцией (6), однако температурный интервал его протекания ограничен началом диссоциации ковеллина.

Более высокие температуры необходимы для осуществления процессов окисления халькозина и галенита.

Кроме окислительных процессов удаление серы возможно также в результате непосредственного взаимодействия сульфидов с высшими оксидами железа по реакциям:

$$16\ Fe_2O_3 + FeS_2 = 11\ Fe_3O_4 + 2\ SO_2$$

$$10\ Fe_2O_3 + FeS = 7\ Fe_3O_4 + SO_2$$

С термодинамической точки зрения процесс взаимодействия пирита с гематитом возможен в узком температурном интервале, который ограничен с одной стороны температурой начала протекания реакции (~480 °С), а с другой стороны – температурой диссоциации пирита. Поэтому при высоких температурах (выше 800-850 °С) значительную роль начинает играть процесс взаимодействия пирротина с гематитом.

В сравнении с сульфидами сульфаты диссоциируют при относительно более высоких температурах. Наиболее устойчивыми сульфатами являются сульфаты бария и кальция. Разложение остальных перечисленных сульфатов термодинамически возможно в интервале температур 670-850 °С.

Оксиды железа, кремнезем и глинозем способствуют разложению сульфата кальция по реакциям

$$CaSO_4 + Fe_2O_3 = CaO{\cdot}Fe_2O_3 + SO_2 + ½\ O_2 \quad (12)$$

$$2\ CaSO_4 + SiO_2 = 2\ CaO{\cdot}SiO_2 + 2\ SO_2 + O_2 \quad (13)$$

$$CaSO_4 + Al_2O_3 = CaO{\cdot}Al_2O_3 + SO_2 + ½\ O_2 \quad (14)$$

Результаты термодинамического анализа данных реакций (рис. 2) в сравнении с процессом диссоциации чистого сульфата кальция (15) показали принципиальную возможность снижения температуры разложения $CaSO_4$.

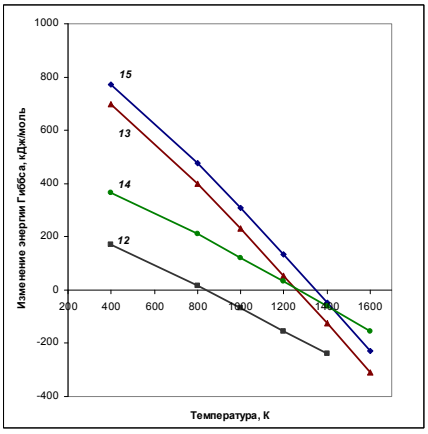


Рис. 2. Зависимость энергии Гиббса от температуры для процессов разложения сульфата кальция

Наилучший результат достигается при добавлении к ангидриту оксидов железа; в присутствии кремнезема и глинозема снижение температуры диссоциации сульфата кальция составляет 75-100° С. Увеличение температуры процесса приводит к уменьшению энергии Гиббса, и, следовательно, способствует разложению сульфатов.

Однако процесс десульфурации осложняется тем, что диоксид серы и газообразная сера из газовой фазы могут поглощаться оксидами кальция и магния, ферритами, силикатами кальция и магния и другими соединениями с образованием трудноразлагаемых сульфатов кальция и магния. При этом в процессе агломерации на первой стадии образу-

ется сульфит кальция по реакциям

$$CaO + SO_2 + 0{,}5\ H_2O = CaSO_3 \cdot 0{,}5H_2O;$$
$$Ca(OH)_2 + SO_2 = CaSO_3 \cdot 0{,}5H_2O + 0{,}5H_2O;$$
$$CaCO_3 + SO_2 + 0{,}5H_2O = CaSO_3 \cdot 0{,}5H_2O + CO_2;$$
$$CaO \cdot Fe_2O_3 + SO_2 + 0{,}5H_2O = CaSO_3 \cdot 0{,}5H_2O + Fe_2O_3.$$

Это объясняется захватом части SO_2 из газовой фазы известью, известняком и ферритами кальция в зонах сырой и подогретой шихты. При последующем нагреве до 150° С сульфит кальция дегидратизируется: $CaSO_3 \cdot 0{,}5H_2O = CaSO_3 + 0{,}5H_2O$, а затем при более высоких температурах в присутствии кислорода окисляется до $CaSO_4$: $CaSO_3 + 0{,}5O_2 = CaSO_4$ [10,11].

При производстве окатышей сульфат кальция образуется без образования промежуточных сульфитов.

Результаты термодинамического анализа реакций сульфатизации

$$CaCO_3 + SO_2 + ½\ O_2 = CaSO_4 + CO_2$$
$$CaO + SO_2 + ½\ O_2 = CaSO_4$$
$$CaO \cdot Fe_2O_3 + SO_2 + ½\ O_2 = CaSO_4 + Fe_2O_3$$

показали, что превращение ферритов кальция в сульфаты происходит вплоть до температуры 750-800° С, извести – до 950-1000° С. Известняк может поглощать сернистый газ с образованием сульфата в температурном интервале, который ограничен с одной стороны температурой диссоциации карбоната кальция, а с другой - температурой начала разложения $CaSO_4$. Сульфатизация шихты снижает степень ее десульфурации при высокотемпературной обработке в среднем на 5-7%.

Выводы и направление дальнейших исследований. Термодинамический анализ позволил определить следующие особенности десульфурации пиритных огарков при их высокотемпературной обработке:

1. Десульфурация пиритных огарков осуществляется за счет протекания процессов диссоциации и окисления сульфидов, а также в результате разложения сульфатных минералов.

2. Процессы диссоциации и окисления сульфидов протекают при умеренных температурах. Более высокие температуры необходимы для процессов разложения сульфатов, среди которых наиболее устойчивыми являются сульфаты бария и кальция.

3. Снижение температуры разложения сульфата кальция возможно при добавлении оксидов железа, кремнезема и глинозема.

4. Процесс десульфурации осложняется тем, что диоксид серы и газообразная сера из газовой фазы способны участвовать во вторичных процессах сульфатизации, что приводит к снижению степени обессеривания пиритных огарков при их высокотемпературной обработке.

5. Для определения целесообразности использования пиритных огарков в процессах окускования необходимо исследовать возможность удаления из них других вредных примесей.

Список литературы

1. **Зубков А.А., Шуленина З.М.** Переработка пиритных огарков // IV Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. М.: Альтекс, 2003. - Т.1. - С. 95-97

2. **Поташников Ю.М.** Утилизация отходов производства и потребления. Учебное пособие. – Тверь: Издательство ТГТУ, 2004.– 107 с.

3. Пат. 2128720 Российская федерация, МПК 7: C22B1/16. Способ подготовки агломерационной шихты к спеканию [Текст] / Павлов А.И.; заявитель и патентообладатель Закрытое акционерное общество "ФИНПРОМКО". –№ 98113186/02; заявл. 15.07.1998; опубл.10.04.1999.

4. **Дементьев И.В., Лапин Э.С.** Уральская государственная горно-геологическая академия - участник программы «Переработка техногенных образований Свердловской области» // Изв. Вузов. Горный журнал. - 1997. - 11-12. - С. 11-20

5. Пат. 2397260 Российская федерация. МПК: C22B11/00. Способ глубокой переработки пиритных огарков[Текст] / Мухаметшин И.Х. и др.; заявитель и патентообладатель Мухаметшин И.Х. и др. –№ 2009108888/02; заявл. 10.03.2009; опубл.20.08.2010.

6. Бюллетень ЦИИНЧМ. 1996. №9 (533), С. 6-9.

7. Бюллетень ЦИИНЧМ. 1996. №9 (533), С. 11-12.

8. Пат. 77903. Україна. МКИ С 22 В 1/16. Спосіб виробництва агломерату / Товариство з обмеженою відповідальністю виробничо - комерційнв фірма "ПРИЗ"; карабаш Д.Г., Зотов О.В., Пєтнієв Є.І. та ін.-№ а 200508888.-Заявл. 19.09.2005; Опубл. 15.01.2007 // Промислова власність. Офіційний бюлетень.-2007-№1.-с.3.198

9. **Лазуткин А.Е.** Совершенствование технологии агломерации с целью металлургической переработки пиритных огарков [Текст]: дис…канд. техн.наук: 05.16.02. – Москва, 1984. - 184 с.

10. **Вегман Е.Ф.** Теория и технология агломерации. М.: Металлургия, 1974. – 288 с.

11. **Юсфин Ю.С. Базилевич Т.Н.** Обжиг железорудных окатышей. М.: Металлургия, 1973. – 272 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 621.924.093.048

А.А. РЯЗАНЦЕВ*, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СПОСОБ ПРОФИЛИРОВАНИЯ ЗУБОРЕЗНОГО ИНСТРУМЕНТА И УСТРОЙСТВО ДЛЯ КОНТРОЛЯ ПРОФИЛЯ

Рассмотрен способ, который повышает точность профилирования винтовых поверхностей зубообрабатывающих инструментов и метод контроля профилей зубьев зубчатых колес.

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Зубчатые передачи имеют широкое применение во всех отраслях машиностроения и приборостроения. Главными элементами, определяющие работоспособность зубчатых передач, являются зубья колес. Огромный диапазон нагрузок, окружных скоростей, разнообразие передач (эвольвентные передачи, Новикова, арочные и др.) делают весьма актуальным разработку энерго- и ресурсосберегающих технологий обработки поверхностей зубьев и их предэксплуатационной адаптации, повышающих надежность и долговечность передач, а так же точность изготовления профиля зубчатого колеса и последующий контроль.

Однако точность зубчатых колес непосредственно связана с точностью зубообрабатывающих станков и зуборезного инструмента. Среди зуборезных инструментов червячные фрезы являются наиболее распространенными инструментами, используемыми для чистовой и получистовой обработки. Проблема усложняется разнообразием конструктивных вариантов фрез.

По конструкции фрезы изготовляются монолитными, составными и сборными. Составные червячные фрезы являются промежуточными между монолитными и сборными. Их режущие элементы соединяются с корпусом фрезы путем приклеивания, приваривания, припаивания или механически с помощью клиньев, крышек, винтов и гаек. У монолитных и составных фрез необходимые задние углы обеспечиваются на операции затылования, а у сборных фрез они получаются за счет определенного расположения режущих элементов относительно корпуса. При этом каждой из конструкций присущ вполне определенный способ формообразования задних поверхностей режущей части.

Анализ исследований и публикаций. Методология профилирования современного зуборезного инструмента и исследования взаимосвязи геометрических параметров инструмента на уровень точности зубчатых колес вызывает повышенный интерес у многих авторов [1,2], которые считают, что задачу по совершенствованию технологий профилирования зуборезного инструмента, контроля получаемого профиля и упрочнения зубьев следует решать в комплексе.

Зубчатые передачи, по определению, относятся к числу наиболее напряженных, сложных по форме и многообразных по режимам, условиям эксплуатации и ответственности деталей машин, поэтому имеет большое значение их контроль. Главным образом контролю необходимо подвергать профиль зубьев зубчатых колес [4]. Исследованию этой проблемы уделяется особое внимание.

1. Измеряют на различных высотах зубьев величины хорд между разноименными профилями зубьев и сравнивают их с соответствующими номинальными величинами хорд. Для измерения хорд используют кромочный зубомер.

2. Измеряют величины общих нормалей к разноименным профилям зубьев и сравнивают их с соответствующими номинальными величинами общих нормалей, при этом изменяют количество зубьев, охватываемых общей нормалью, в диапазоне от $Z_{мин}$ до $Z_{макс}$. Величины $Z_{мин}$ и $Z_{макс}$ определены математическими выражениями.

При контроле данными способами существует ряд недостатков, так в первом случае недостатком является необходимость базирования мерительного инструмента по вспомогательной базе - окружности вершин зубьев, что снижает точность контроля, во втором - то, что при выборе $Z_{макс}$ не учитывается влияние фаски на вершине зуба, а это снижает точность контроля.

Постановка задачи. Целью настоящей работы является разработка экспериментально-

* © Рязанцев А.А., 2013

аналитического метода профилирования зуборезного инструмента и устройство для контроля получаемого профиля крупномодульных зубчатых колес. При разработке метода использовались положения теории эвольвентного зацепления, сопротивления материалов.

Изложение материала и результаты. Результаты анализа литературных данных [3] в области профилирования зуборезного инструмента, привели к разработке метода повышения точности профилирования путем коррекции погрешностей, обусловленных переменным по высоте зубьев инструмента углом подъема винтовых линий.

В качестве примера реализации способа представлен случай профилирования винтовой поверхности, которая в своем нормальном сечении имеет трапецеидальный профиль 1 (рис. 1). Такие винтовые поверхности имеют червячные фрезы для нарезания зубчатых колес с эвольвентным профилем зубьев и конволютные червяки червячных передач.

Профилирование винтовой поверхности производят обкатом производящей рейкой, которой сообщают винтовое движение вокруг продольной оси 2 винтовой поверхности. Координаты X_p и Z_p профиля 3 нормального сечения производящей рейки задают в нормальной плоскости с системой координат $X_pO_pZ_p$, начало которой размещают в заданной точке Ор, и определяют из выражений

$$\begin{cases} X_p = X - R \\ Z_p = Z - \left(\dfrac{t_p}{2 - Z}\right) \cdot tg^2(\varepsilon_p - \beta), \end{cases} \tag{1}$$

где X,Z – координаты требуемого профиля 1 нормального сечения винтовой поверхности в системе координат XOZ; t_p - нормальный шаг производящей рейки; R - расстояние между координатами Z и Z_p; ε_p - угол установки производящей рейки; β - угол подъема винтовой линии профилируемой поверхности в точке с координатами X и Z.

$$\beta = arctg \frac{t_p \cdot Z}{\sqrt{(2 \cdot \pi (X + R))^2 - t_p^2 \cdot Z^2}}, \tag{2}$$

где Z – число заходов винтовой поверхности.

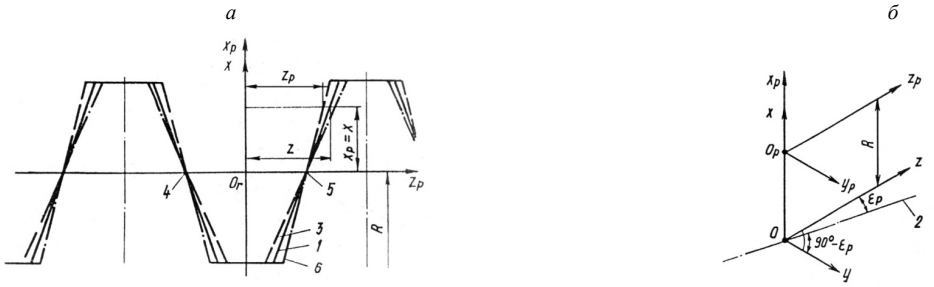


Рис. 1. *а* - нормальные профили производящей рейки и профилируемой поверхности;
б - расположение системы координат относительно оси винтовой поверхности

Величину R принимаем равной радиусу начального цилиндра винтовой поверхности, на котором угол β подъема винтовых линий равен углу ε_p установки производящей рейки. В результате чего, координаты профиля 1 винтовой поверхности и профиля 3 производящей рейки будут совпадать в точках 4 и 5 на начальном цилиндре. Для других участков профилей углы β и ε_p не равны между собой: вне начального цилиндра $\beta < \varepsilon_p$, внутри – $\beta > \varepsilon_p$.

Система уравнений (1) учитывает разность в углах β и ε_p и устанавливает связь между координатами профиля 3 нормального сечения производящей рейки и профиля 1 профилируемой поверхности. Производящая рейка, координаты профиля 3 нормального сечения которой определены из (1), обеспечивает профилирование винтовой поверхности с заданным профилем 1.

Полученные результаты актуальны при эксплуатации и контроле шаровых мельниц, предназначенных для измельчения различных руд, угля и другого сырья, которые оборудуются открытыми зубчатыми передачами, модуль зубьев которых равен m = 20-34 мм, ширина зубчатого венца b = 600-1000 мм.

Авторами статьи предложен способ контроля профилей зубьев зубчатых колес, который заключается в повышение точности контроля путем учета влияния фаски на вершине зубьев на выбор $Z_{макс}$.

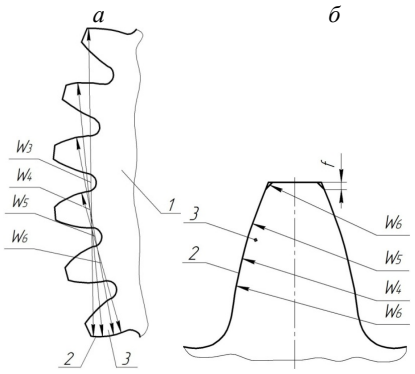


Рис. 2. *а*-сектор контролируемого зубчатого колеса с расположением общих нормалей; *б* - один зуб колеса с расположением на его профиле точек контроля и фаски

Контроль зубчатого колеса осуществляют путем измерения нормалемером величин общих нормалей *W* к разноименным профилям 2 зубьев 3 (рис. 2) и сравнивают их с соответствующими номинальными величинами общих нормалей, определяемых по математическому выражению

$$W = (\pi \cdot (Z_n - 0{,}5) + 2 \cdot x \cdot tg\alpha + Z \cdot inv\alpha_t) \cdot m \cdot \cos\alpha,$$

где Z_n - количество зубьев, охватываемых общей нормалью. При этом измеряют величину фаски f, а максимальное число $Z_{макс}$ и минимальное число $Z_{мин}$ зубьев, охватываемых общей нормалью, определяют по математическим выражениям

$$Z_{макс} = \frac{1}{\pi} \cdot \left(\frac{d_a \cdot \sin\alpha_a}{m \cdot \cos\alpha \cdot \cos\beta_b} + \frac{\pi}{2} - 2 \cdot x \cdot tg\alpha - Z \cdot inv\alpha_t \right) - \frac{f}{0{,}6 \cdot m}.$$

$$Z_{мин} = Z_{макс} - 2, \qquad (3)$$

где $Z_{макс}$ - округляют до ближайшего меньшего целого числа; d_a - диаметр окружности вершин зубьев колеса; m - нормальный модуль; β_b - основной угол наклона зубьев; α_a - угол профиля на окружности вершин; α_t - угол профиля (для непрямозубых колес), $\text{inv}\,\alpha_t = \text{tg}\,\alpha_t - \alpha_t$; α - угол профиля зуба исходного контура; *x* - коэффициент смещения исходного контура; Z - число зубьев контролируемого зубчатого колеса; f - величина фаски.

Изменение числа зубьев, охватываемых общей нормалью, в диапазоне от $Z_{мин}$ до $Z_{макс}$ приводит к тому, что точка контроля перемещается по профилю 1 зуба 2, что позволяет контролировать профиль 1 в различных его точках и тем самым повысить точность контроля.

В выражении (3) наличие фаски на вершине зуба 2 учитывается дополнительным членом *f*/0,6.

Так, для зубчатого колеса с 35 зубьями после соответствующих вычислений получим

$$Z_{макс} = 6{,}1 - \frac{f}{0{,}6 \cdot m}. \qquad (4)$$

Тогда у зубчатого колеса без фаски общей нормалью можно охватить максимум 6 зубьев, при этом точка контроля лежит на расстоянии 0,053m от вершины зуба. Если это зубчатое колесо имеет фаски на вершинах зубьев, величина которых составляет *f* =0,08m, то фаски отсекают точки контроля у вершины зубьев. Тогда общей нормалью можно охватить максимум 5 зубьев, что подтверждается расчетами по выражению (4) после округления результата до ближайшего меньшего целого числа

$$Z_{макс} = 6{,}1 - \frac{0{,}08 \cdot m}{0{,}6 \cdot m} = 5{,}97.$$

Выводы и направления дальнейших исследований. Результаты проделанной работы позволили сформировать комплекс, включающий методологию исследования эксплуатационных параметров тяжелонагруженных передач, технологию улучшения контактных свойств поверхности (плазменная закалка), повышение точности профилирования зубообрабатывающего инструмента и соответственно контрольно-измерительные средства.

Список литературы

1. **Калашников С.Н., Калашников А.С.,** Зубчатые колеса и их изготовление – М.: Машиностроение, 1983. – 264 с.

2. **Коган Б.И.** Обработка зубьев цилиндрических крупномодульных зубчатых колес. Учебное пособие. – Кемерово: Кузбассвузиздат, 2003.

3. **Лапшев С.И., Борисов А.Н.** Геометрическая модель формирования поверхностей режущими инструментами. // СТИН, 1995. № 4. С. 2226.

4. А.С. №1739179 СССР. Кл. G01 B 5/20. Способ контроля профилей зубьев зубчатых колес / **И.Н. Позняков, В.П. Нечаев, М.Н. Коротких.** Опубл. Бюл. № 21. 07.06.92.

Рукопись поступила в редакцию 18.02.13

УДК 622.271.33

А.О. РОМАНЕНКО[/], аспірант ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РАЙОНУВАННЯ КАР'ЄРНОГО ПОЛЯ ПО ФАКТОРУ ТРІЩИНУВАТОСТІ З ВИКОРИСТАННЯМ GNSS – ТЕХНОЛОГІЙ

У статті описується виконана робота зі зйомки тріщин Південного та Східного бортів Інгулецького кар'єру з використанням GNSS технологій і її результати, направлені на районування кар'єру по факторі тріщинуватості. Виділені зони кар'єрного поля в яких прослідковується найбільший вплив даного фактора.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Тріщинуватість у породах скельного масиву є одним з найважливіших факторів для оцінки стану стійкості бортів кар'єру, найбільше це проявляється на нижніх горизонтах.

Оскільки в переважній більшості проектів на розробку кар'єрів Кривбасу кінцева глибина складає понад 500 м, і визначення та оцінка тріщинуватості бортів є однією з найбільш значимих проблем для кар'єрів даного регіону.

Аналіз досліджень та публікацій. Вже давно відзначено, що тріщинуватість є невід'ємною властивістю гірських порід і важливим елементом структури родовищ. Питанням вивчення структурно-тектонічних особливостей і тріщинуватості порід займалися: В.В.Ржевський, М.М. Протодьяконов, Г.Я.Новик, Б.П.Беликов, А.Є. Михайлов, Е.П.Окользин, Б.Я.Альмухаметов, Н.Т.Бакка, В.А. Невський та ін. Серед закордонних вчених необхідно відзначити Л.Мюллера.

Дослідженням тріщинуватості та тектонічної активності блоків на Інгулецькому кар'єрі займались такі організації: ДАК «УКРРУДПРОМ», ДПІ «Кривбасспроект», ФГУП «ВІОГЕМ».

Постановка задачі. Провести дослідження тріщинуватості порід на Інгулецькому кар'єрі з використанням сучасних GNSS технологій. Визначити найбільш доцільну методику зйомки положення тріщин та провести оцінку стану бортів кар'єру з урахуванням тріщинуватості порід.

Розв'язок даної задачі дозволить більш точно прогнозувати стійкість скельних горизонтів, що суттєво підвищить надійність оцінки стану бортів кар'єру.

Викладення матеріалу та результати. Стисла характеристика ділянки дослідження.

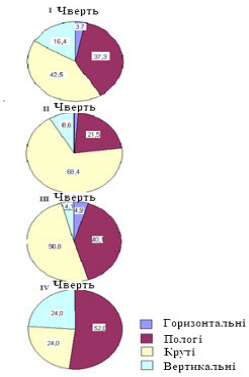


Рис. 1

На даний момент практично всю площу південного та східного бортів на розкритих горизонтах кар'єру -210-300 м займають кварцити другого залізистого й другого сланцевого горизонту.

Внутрішня будова другого залізистого горизонту неоднорідна, що дозволило виділити в ньому ряд текстурно-мінералогічних і технологічних сортів руди. Відзначається поступовий перехід від сланцевих порід другого сланцевого горизонту через залізисто-сланцеві породи «приконтактної зони» до магнетит-силікатних і магнетитових кварцитів відповідно. Потужність горизонту в східному крилі складки змінюється від 100 до 300 м. У замковій частині може досягати 600 м.

Другий сланцевий горизонт представлений кварц-хлоритовими, графит-хлоритовими, граніт-куммінгтонітовими, кварц-слюдисто-хлоритовими сланцями.

Оскільки залягання порід на південному й східному бортах кар'єру значно відрізняється, то логічно розглядати їх як два роздільні структурні об'єкти:

південний борт представляє замикання всієї синклінальної складки, формуючої загальну структуру родовища;

східний борт представляє собою східне крило синклінальної складки родовища, яку можна розглядати як крутопадаючу моноклиналь, ускладнену складками волочіння більш високих порядків.

Методика проведення досліджень і результати. Оскільки в даному кар'єрі має місце наявність природної магнітної аномалії, пов'язаної з магнітними властивостями порід родовища, використання звичайного гірничого компасу не є можливим [1]. Тому для дослідження тріщин були використані GNSS приймачі, що дозволило не тільки орієнтувати тріщини в просторі, але й прив'язати їх до плану кар'єру.

[/] © Романенко А.О., 2013

Методика проведення зйомки тріщин розділялась на 3 етапи:

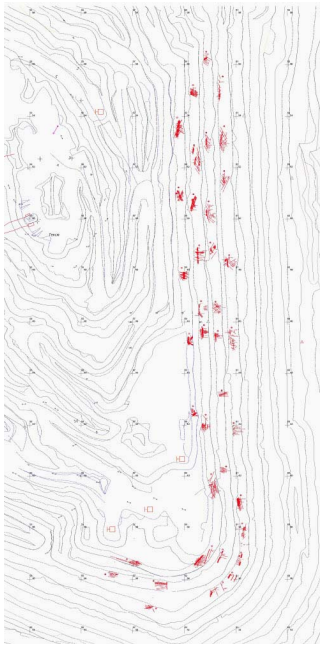


Рис. 2. План розміщення спостережних станцій

1. Вибір місця проведення досліджень.

2. Польові роботи, що включали:

ряд замірів по кожній системі тріщин;

складання абрису системи тріщин;

визначення протяжності тріщин.

3. Камеральні роботи:

обробка даних з GNSS приймачів;

складання карти тріщин східного та південного бортів кар'єру в системі K-Mine;

зведення результатів дослідження до таблиці виміру структурних елементів та систем тріщин;

аналіз розподілу тріщин по куту падіння;

побудова «рози вітрів»;

районування кар'єрного поля за фактором тріщинуватості.

Дослідження виявили 38 систем тріщин (рис. 2), по яким були проведена інструментальна зйомка GNSS приймачами марки Pro-Mark 500, з доступом до 2-х супутникових систем GPS та GLONASS.

Як показали дослідження, вибрана методика повністю себе виправдала й надала досить детальні результати по стану тріщинуватості досліджуваного масиву.

За результатами обробки польових матеріалів виділені чотири основні системи тріщин: поздовжні Пз (чи М), поперечні П (чи N), і діагональні (Д), які у свою чергу, розділяються на діагональні відколу (С) і діагональні відриву (Д). Аналіз направлення тріщин по азимуту падіння приводиться в табл. 1.

По куту падіння тріщини розділені на:

Вертикальні /субвертикальні/ (80- 90^0) - В,

Круті(45-80^0) - К,

Пологі(10-45^0) - П,

Горизонтальні /субгоризонтальні/(0-10^0) - Г.

Використовувана нами скорочена абревіатура назви систем тріщин має такий вигляд:

Ін. (ПнПнС)-В – Пз- поздовжня система тріщин, ПнПнС - азимут падіння, В- вертикальна.

Відсотокний розподіл тріщин усіх систем по кутах падіння наведений на діаграмах, див. рис. 1. В цілому на південно-східному борті кар'єру переважають крутопадаючі й пологі тріщини, які в сумі становлять від 76 до 90%.

Система поздовжніх тріщин (М) збігається з первинною шаруватістю. Це тріщини відшарування.

Тріщини даної системи здебільшого є крутими, з кутами падіння 81-72^0 і пологими, в одиничних випадках – субгоризонтальними, з кутами падіння 8-15^0. Розвиток субгоризонтальних тріщин на східній ділянці досліджень прямо пов'язаний з розвитком складок волочіння більш високого порядку і поширен ий в східних крилах антиклінальних складок, що мають більш пологий кут падіння, в порівнянні із західними крильми.

Таблиця 1

Аналіз тріщин по азимуту падіння

	Пн	ПнПнС	ПнС	СПнС	С	СПдС	ПдС	ПдПдС	Пд	ПдПдЗ	ПдЗ	ЗПдЗ	З	ЗПнЗ	ПнЗ	ПнПнЗ	
Поперечні																	
П--К	31	32						38	42	10					7		160
П--П	25	10	6				6	4	17	18	4				2	4	96
П--В		11							5			5			5		26
П--Г	8																8
ВСЕГО:	64	53	6				6	42	64	28	4	5			14	4	**290**
Повздовжні																	
Пз--К		4		7	14	5			8			4	4	2			48
Пз--П			18		18	1		6		4		5	18				70
Пз--В				4	18							2	7				31
Пз--Г					11								8				19
ВСЕГО:		4	18	11	61	6		6	8	4		11	37	2			**168**
Діагональні																	
Д--К	4		17	2		10	42	2			14				3	8	102
Д--П			6		1			3			15				5		30
Д--В																	
Д--Г																	
ВСЕГО:	4		23	2	1	10	42	5			29				8	8	**132**
																	590

Стінки тріщин даної системи або зімкнуті, або трохи розкриті, ширина їх становить 1-5 мм, стінки рівні або трохи хвилясті, рідше шорсткуваті. Характеризуються досить великою протяжністю: до 10 м.

Система поперечних тріщин П (або N) орієнтована перпендикулярно до простягання шарів порід. Тріщини як правило прямолінійні, мають більшу довжину й січуть породи Криворізької серії незалежно від складу, зберігаючи простягання. Генетично це тріщини відколу.

У даній системі тріщин на східному борті кар'єру виділені групи тріщин з північним і південним азимутом падіння. Серед тих і інших зустрічаються із крутими 47-90° і пологими кутами падіння.

Стінки тріщин поперечної системи (N) відносно рівні, стиснуті, в одиничних випадках розкриті із шириною до 5мм. На південно-сході в уступах -180/-210 м, -210/-240 м до даної системи відносяться вертикальні розривні порушення, заповнені дрібним роздробленим матеріалом, склад якого аналогічний складу вміщуючих порід. Ширина таких зон 0,10-0,15 м.

Тут же в районі м.о. 36 в уступах -180/-210 м, -210/-240 м знаходиться система паралельних субгоризонтальних тріщин відриву, складених білим, молочно-білим кварцом.

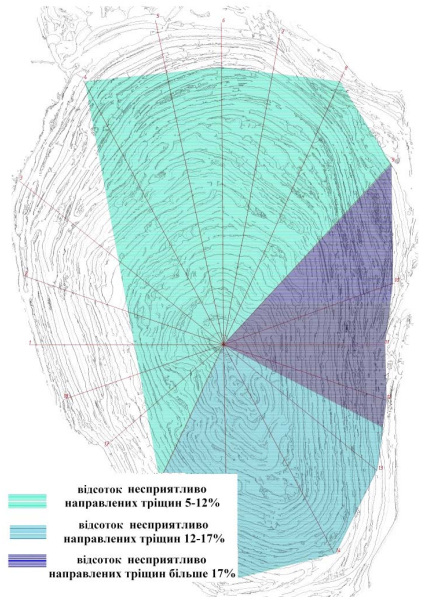


Рис. 3. Районування кар'єрного поля за фактором тріщинуватості масиву

Стінки в тріщин не рівні, угловаті. Потужність кварцових лінз становить 0,1-0,2 м. Довжина кварцових лінз незначна 1,0-3,0 м.

На східній ділянці переважають крутопадаючі тріщини даної системи, тоді як на південній ділянці - пологі з кутами падіння $32\text{-}50^0$.

Система діагональних тріщин містить у собі дві генетичні групи тріщин: відколу(С) і відриву (К), вони орієнтовані під кутом до простягання порід, що складають південний і східний борти кар'єру.

Стінки діагональних тріщин (Д) нерівні, східчасті й шорсткуваті, ширина зяяння 2-5мм. У межах 30-метрових уступів характеризуються вигинами і, як наслідок, зміною елементів залягання.

Діагональні тріщини (З) зімкнуті або трохи розкриті(ширина1-2мм), розвинені нерівномірно.

Перетинання тріщин відколу й тріщин відриву даної системи утворює в масиві ромбовидну сітку.

Перетинання всіх перерахованих вище систем тріщин визначає форму елементарних структурних блоків. Основною формою за даними проведених досліджень є паралелепіпед і його різновид - куб, ромбоїд, плитчаста відокремленість. При наявності діагональної системи з'являється об'ємний клин. Розмір ребра елементарного структурного блоку 1,18м. Коефіцієнт тріщинуватості рівний 0,85.

Базуючись на останніх дослідженнях ФГУП «ВІОГЕМ» та дослідженнях, проведених службою по нагляду за стійкістю бортів Інгулецького кар’єру та ярусів відвалів, приведених у даній статті. Було проведено районування кар’єру по секторам впливу тріщин і побудована карта районування Інгулецького кар’єру за фактором тріщинуватості (рис. 3).

Висновки. 1. В ході виконаних досліджень тріщинуватості південно-східного борту кар'єру встановлені основні системи тріщин (М, N, С, Д), форма й розмір ребра елементарного структурного блоку-1,18м.

2. Установлений вплив систем тріщин на стійкість східного і південного бортів кар'єру:

Поперечні тріщини (N) крутопадаючі й вертикальні на стійкість південного та східного борту впливу не проявляють;

Поздовжня система (М) у цілому значного впливу на стійкість східного борту не виявляє, тому що незважаючи на витриманість і досить велику довжину тріщин даної системи східне крило загальної синкліналі на ділянці досліджень має вертикальне й круте східне падіння, ускладнене складчастістю більш високих порядків, що сприятливо сказується на стійкості останнього. Одиничні виключення можливі на південному борті в межах 30-метрового уступу, де крила синклінальних складок високих порядків мають зустрічне падіння вимірюване в північних румбах;

3. Аналіз даних по тріщинуватості показав наявність несприятливо орієнтованих (падаючих убік кар'єру) тріщин, що впливають на стійкість які становлять: на південному борті - 15,4 %, на східному - 22 %.

4. Було проведено районування кар’єрного поля, критерієм якого стали коефіцієнт тріщинуватості масиву та відсотковий показник несприятливо направлених тріщин, як результат, була виявлена найбільш потенційно небезпечна зона на Інгулецькому кар’єрі за фактором тріщинуватості масиву.

Список літератури

1. **Михайлов А.Е.** «Структурная геология и геологическое картирование» Учеб. пособие для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1984. - 464с.

2. **Невский В.А.** «Трещинная тектоника рудных полей и месторождений» - М.: Недра, 1979. - 224 с.

Рукопис подано до редакції 18.02.13
УДК 622.271.333:621.86.06

Ю.М. НИКОЛАШИН[·], д-р техн. наук. проф.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет «
Н.В. КОРЧАГИН, ГП «ГПИ «Кривбасспроект»

УСТОЙЧИВОСТЬ ОТКОСОВ ЗЕМЛЯНОГО ПОЛОТНА ИЗ ОТХОДОВ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Выполнена оценка условий устойчивости насыпи высотой более 30 м из отходов переработки сырой руды для внутренних железнодорожных путей внешних отвалов ПАО «ИнГОК» в сложных инженерно-геологических условиях.

Ключевые слова: устойчивость откосов, железнодорожная насыпь, переработка кварцитов, отходы сепарации, противооползневые мероприятия.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Среди отходов сухой магнитной сепарации железистых кварцитов значительную долю занимают объемы мелких фракций щебня с размером зерен до 10 мм, которые могут быть использованы для дорожно-строительных работ, в том числе насыпей.

· © Николашин Ю.М., Корчагин Н.В., 2013

Проблема использования мелкого щебня для строительства насыпей рассматривается редко. В то же время строительными нормами и правилами (1992 г.) предусматривается возможность использования отходов горнорудного производства в конструкциях и элементах сооружений промышленного транспорта. При этом возникает научно-практическая задача по строительству насыпей внутренних железнодорожных путей со сроком службы до трех лет в карьерах и на отвалах.

Анализ исследований и публикаций. Насыпи из отходов горнорудного производства высотой до 20 м осуществляют по типовым проектам с применением типовых поперечных сечений [1,2]. При этом профиль откоса имеет слабовогнутую поверхность, состоящую из трех частей: верхняя высотой 10 м с углом откоса 38º (1:1,3); средняя – 5 м с углом откоса 33º,5 (1:1,5) и нижняя - 5 м с углом откоса 30º (1:1,75), а результирующий угол откоса насыпи равен 34º,5.

Проектирование земляного полотна внутренних железнодорожных путей высотой более 20 м осуществляют по индивидуальным проектам на основании исследований инженерно-геологических условий трассы, плана развития горных работ по годам до конца их завершения, внутриплощадочного водоотвода поверхностного стока и противооползневых мероприятий насыпи.

Расчеты на прочность земляного полотна должны учитывать нагрузки на ось думпкара и погонную нагрузку от подвижного состава.

Оценка устойчивости насыпи выполняется с применением методик и правил используемых в горном отделе [3-5].

Постановка задачи. В условиях расширения отвала № 2 ПАО «ИнГОК» в сторону водоохранной зоны р. Ингулец на участке примыкания к хвостохранилищу запроектировано строительство временной насыпи с двухпутным железнодорожным движением. В качестве материалов тела насыпи предполагается использовать мелкий щебень сухой магнитной сепарации (СМС)[6] и скальную вскрышу. Для обоснования конструкции насыпи по условию ее устойчивости необходимо использовать результаты инженерно-геологических изысканий и графоаналитические расчеты устойчивости откосов насыпи.

Изложение материала и результаты. Объектом исследований являлось двухпутное земляное полотно, выполняемое с использованием отходов СМС и скальных вскрышных пород. Исследования состояли в анализе инженерно-геологических условий строительства железнодорожной насыпи и физико-механических свойств отходов СМС; выборе расчетной схемы устойчивости насыпи; оценка степени устойчивости насыпи нормативными методами; разработке противооползневых мероприятий.

В геологическом строении до глубины 30 м участок примыкания проектируемой насыпи к хвостохранилищу и отвалу № 2 представлен [7]: палеоаллювиальными песками, глинами, супесями; средне- и верхнечетвертичными суглинками; техногенными насыпными грунтами.

Литологические слои не выдержаны по простиранию и глубине, наблюдается их выклинивание и изменение мощности.

Грунты обладают просадочными свойствами с относительной просадочностью при Р=0,3МПа от 0,014 до 0,42.

Основным неблагоприятным фактором для строительства по условиям устойчивости насыпи является просадочность суглинков, супесей и глин.

В периоды интенсивных дождей и снеготаяния основание насыпи будет замачиваться, т.к. она препятствует поверхностному стоку в сторону р. Ингулец.

Грунтовые воды встречены при бурении скважин на глубинах от 1,3 до 11,6 м при мощности водоносного горизонта от 6,4 до 18,1 м, их водоупором служат глины залегающие на глубинах от 8,7 до 24,5 м.

В основании данных о геологическом строении, гидрогеологических условиях и физико-механических свойствах пород основания насыпи относится к «слабым». В связи с чем, расчетные схемы устойчивости насыпи рассматривались с поверхностями скольжения, формирующиеся ниже ее подошвы.

Физико-механические свойства щебня характеризуются [6]: по прочности - очень прочный; по содержанию слабых зерен, пылевидных и глинистых частиц - низкое.

Нормативные значения плотности щебня и зернового состава определены при влажности 1,5% (табл. 1)

Таблица 1

Насыпная плотность щебня из отходов СМС и скальных пород при влажности 1,5% [6]

Наименование фракций	Фракции СМС от…до…, мм	Насыпная плотность, кг/м^3
1. Отходы СМС:		
общая масса	исходная	1510
щебень мелкий	3-10	1530
щебень крупный	10-40	1560
2. Дробленные скальные породы:		
общая масса	исходная	1490
щебень	5-20	1400
щебень	20-70	1420
песок	0-5	1470

Таблица 2

Зерновой состав отходов СМС

Остатки на ситах, %	Размер фр., от до, мм	Диаметр отверстий контрольных сит, мм											
		50	40	25	20	15	12,5	10	7,5	5	3	2,5	1,25
Частный	3-10	-	-	-	-	-	0	2,6	63,0	12,5	19,7	1,05	1,15
	5-20	-	-	0	7,5	43,5	21,5	7,5	9,0	9,6	0	0,28	0,11
	10-40	0	3,1	79,6	4,6	6,4	3,0	4,8	0	0	0	1,19	0,1
Полный	3-10	-	-	-	-	-	0	2,6	65,6	78,1	97,8	98,85	100
	5-20	-	-	0	7,5	51,0	72,5	80,0	89,0	98,6	-	98,88	98,99
	10-40	0	3,1	80,0	84,6	91,0	94,0	98,8	-	-	-	99,99	100

Остатки на ситах, %	Размер фр., от до, мм	Диаметр отверстий контрольных сит, мм										
		50	40	20	10	5	2,5	1,25	0,63	0,315	0,16	менее 0,16
Частный	Исходн.	0	3,6	27,4	39,6	16,1	5,6	1,5	1,7	1,1	2,4	1,0
Полный	Исходн.	0	3,6	31,0	70,6	86,7	92,3	93,8	95,5	96,6	99,0	100

Графо-аналитические расчеты устойчивости насыпи железнодорожного полотна выполнены при следующих исходных данных:

план-схема ведения горных работ на отвале № 2 и на участке примыкания ж.д. насыпи к телу плотины хвостохранилища;

объемы скальной вскрыши (300 тыс. м^3) и отходов сухой магнитной сепарации (1600 тыс. м^3);

длина насыпи 1200 м, высота (max) - от 20 до 31 м, ширина поверху - 30 м, ширина подошвы до 50 м, длина откоса плотины (вкрест простирания) хвостохранилища - 60 м; угол откоса плотины на участке примыкания насыпи от 23 до 27º;

угол естественного откоса - не менее 35º (в сухом состоянии), 30º (при насыщении водой); 45º - при уплотнении;

сопротивление скальных пород на сжатие не менее 91,0 МПа, угол естественного откоса - 35º;

статистическая нагрузка на пог.м от массы тягового агрегата – не более 30 т.

Физико-механические свойства грунтов основания по лабораторным испытаниям изменяются в следующих пределах: плотность водонасыщенных – 1830 – 2010 кг/м^3; углы внутреннего трения (с 0,95 обеспеченностью надежности): суглинок – 17,4 -23º,8; супесь – 22,6-24º,6; песок – 20,0-34,6; глина – 21,1-24º,6; удельное сцепление: суглинок – 0,005-0,015 МПа, супесь – 0,013-0,016 МПа, глина – 0,028-0,068 МПа.

Требования СНиПа 2.05.07.91 (Промышленный транспорт) к обеспечению устойчивости насыпи следующие [l]:

при отсыпки насыпей железных дорог и проведения укрепительных работ необходимо, чтобы щебень СМС не ухудшал физико-механические свойства материала (по п.2.10, указанного СНиПа);

земляной полотно внутренних железнодорожных путей следует рассчитывать на прочность при движении составов (тяговый агрегат и до восьми думпкаров);

при проектировании земляного полотна следует предусматривать уплотнение грунтов, отвод поверхностного стока атмосферных осадков в подошве насыпи, возможность залегания уровня грунтовых вод в основании на глубине менее 5 м в просадочных породах, учитывать величину осадки пород основания в процессе их консолидации и земляного полотна в период эксплуатации железной дороги (по п.п. 3.66-3.79).

Расчеты выполнены следующими методами оценки устойчивости насыпных откосов с ко-

эффициентом запаса учитывающем время стояния земляного полотна до трех лет, равного 1,1 [4]:

с использованием графиков зависимости углов откосов от высоты насыпи, физико-механических свойств основания и тела насыпи;

алгебраического сложения сил, касательных напряжений и векторного сложения сил при максимальной высоте насыпи 31 м с углом откоса, равного 35º.

При использовании графических решений с помощью номограмм получены следующие результаты:

по графикам по H '(l') и φ_n=32º - расчетный угол откоса насыпи равен 37º и превышает проектный – на 2º [4];

по графикам при N_s-3, N_f=7 и 32º - расчетный коэффициент запаса устойчивости насыпи, примыкающей к дамбе хвостохранилища, равен более нормативного: 1,5 [8];

по графику при A>20 и 32º - расчетный угол откоса насыпи превышает проектный - на 4º [4].

Графо-аналитические расчеты устойчивости насыпи из отходов СМС показали следующее:

при круглоцилиндрической поверхности скольжения ширина призмы возможного оползания составляет 3 м (при расчете методом алгебраического суммирования сил без учета статической нагрузки от тягового агрегата);

при круглоцилиндрической поверхности скольжения с заглублением в слабое основание до 2 м ширина призмы возможного оползания составляет 7 м (от верхней бровки насыпи до верхнего строения железнодорожного пути), при которой коэффициент запаса устойчивости нагруженного откоса, рассчитанный методом касательных напряжений, превышает нормативное значение на 7%;

выполненная контрольная оценка степени устойчивости насыпи методом векторного сложения сил при ее высоте, равной 33 м, и угле откоса, равного 35º, подтвердил результаты, полученные другими методами, так многоугольник сил «перезамкнулся».

В качестве расчетных показателей (γ, φ и c) с учетом нормативного значения коэффициента запаса устойчивости откосов приняты их средневзвешенные значения величин: насыпи $\gamma_{смс}$ = 1560 кг/м^3; $\gamma_{ск}$ = 2100 кг/м^3; $\varphi_{смс} = \varphi_{ск}$ = 32º,3 (tgφ = 0,6317); основания насыпи: γ_o = 21º,4 (0,3908), c_o = 0,4 – 1,0 т/м^2. Кроме того, в призме возможного оползания учтена нагрузка от тягового агрегата и груженных думпкаров, равная 30 т на пог.м в пределах длины «поезда».

Выводы. Выполненные исследования позволяют рекомендовать к использованию при проектировании следующее: строительство земляного полотна двухпутной железной дороги из щебня сухой магнитной сепарации обеспечивается по условиям устойчивости насыпи на высоту 31 м и результирующим углом откоса, равным 35º; конструкция насыпи высотой 31 м состоит из верхней части высотой 20 м и элементами, указанными в СНиПе [l], и нижней части высотой 11 м и углом откоса 34º; укладку в земляное полотно щебня СМС фракции от 3 до 10 мм производить в объеме до 50% одновременно с фракциями - от 10 до 40 мм в любом соотношении, но не менее 10-15% каждой из них. Кроме этого могут быть использованы дробленные скальные породы с фракцией щебня от 5 до 70 мм и песка с фракцией от 0 до 5 мм в объеме до 25%; укладку щебня и песка в тело земляного полотна производить с укаткой слоев мощностью до 0,5 м; укрепление поверхностей откосов насыпи скальными породами (с кусками не более 400-500 м) в виде треугольных призм высотой до 2 м при укатке слоев. Кроме этого необходимо обеспечить дренаж в подошве насыпи на участке примыкания ее к дамбе хвостохранилища и на участке поверхностного стока в сторону р. Ингулец.

Список литературы

1. Промышленный транспорт / СНиП 2.05.07.91. – М.: Госстандарт, 1992. – С.16-21.

2. Залізниці колії 1520 мм / ДБН В.2.3-19-2008. – К.: Державні будівельні норми України, 2008. – С.26-35.

3. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – Спб., 1998. – 208 с. (Минтопэнерго РФ РАН Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела).

4. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. – К.: Мінпромполітики України, 2007. – 134 с.

5. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. – Л.: ВНИМИ, 1971. – 187 с.

6. ТУ У В.2.7-14.2-00190905-007:2010. Щебінь сухого магнітного збагачення ВАТ «ІнГЗК» для будівельних робіт. – Кривий Ріг: ВАТ «ІнГЗК», 2010. – 17 с.

7. Расширение отвала № 2. Инженерно-геологические изыскания. Рабочий проект: Отчет/Кривбасспроект; ПЗ-04237. Автор Л.В. Петрова. – Том 1. – Кривой Рог, 2005. – 61 с.

8. **Хуан Я.Х.** Устойчивость земляных откосов. М.: – Стройиздат, 1988, – 240 с.

Рукопис подано до редакції 18.02.13

УДК 658.589

А.А. ТУРИЛО, канд. економ.наук, доц., С.В. ГУШКО, д-р економ. наук, доц.
КЕІ ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УДОСКОНАЛЕННЯ СУТНОСТІ КАПІТАЛІЗАЦІЇ ПІДПРИЄМСТВА

Детально розглянуто категорію «капіталізація» як процес перетворення додаткової вартості або прибутку в капітал.

Вступ. Капіталізація підприємств є однією з найважливіших категорій ринкової економіки. Пов`язано це з тим, що вона зачіпає всі сторони діяльності підприємства і визначає траєкторію його розвитку. Сучасні кризові умови господарювання змушують керівників вітчизняних підприємств шукати нові прийоми ефективного управління діяльністю. У зв'язку з цим, стратегічним завданням постає питання нарощування потенціалу бізнесу, що супроводжується процесом капіталізації. Сьогодні термін «капіталізація» стрімко входить в коло широковживаних категорій. Вже існує чимало трактувань даного поняття, однак не всі економісти вбачають в ньому один і той же зміст. Окрім цього, зауважимо, що на даний час недосконалою є й класифікація видів капіталізації підприємства, що, в свою чергу, гальмує процес розробки організаційно-економічних механізмів впливу на управлінську діяльність підприємств та можливості моделювання всього процесу капіталізації.

Постановка завдання. Питанню сутності та значення капіталізації як економічної категорії присвячені праці таких вітчизняних науковців, як Брюховецька Н.Ю., Гордієнко К.Д., Козоріз М.А., Мочерний С.В., Осовська Г.В., Побурко О.Я., Турянський Ю.І.

Підвищення ефективності діяльності підприємства (організації) за своїм значенням є складним багатоступеневим процесом. Адже від якісної оцінки капіталізації і правильного управління ефективністю залежить підвищення резервів виробництва, які потім виллються в позитивні результати діяльності підприємства в цілому. Не дивлячись на значний інтерес до проблеми підвищення ефективності, багато її аспектів залишаються не повністю розкритими і вимагають свого подальшого дослідження.

Методика досліджень. Не зважаючи на те, що категорія «капіталізація» використовується в економічній літературі доволі широко, вона до сих пір у своєму тлумаченні не має однозначного визначення, а в окремих випадках і зовсім характеризується по різному. Так, в роботі [1, с.9] [3, с.120] відмічається, що капіталізація, це використання додаткової вартості на розширення виробництва. Певний ступінь узагальнення щодо визначення категорії «капіталізація» представлено в науковій праці [2, с.24].

В них вказується, що в економічних публікаціях та практиці господарювання капіталізація трактується як: процес вкладання частини доходів у цінні папери та отримання на них прибутку у формі відсотків; сумарна вартість акцій, що обертається на фондовій біржі або в межах окремої держави; процес інвестування доходів на прирощення власного капіталу; рейтингоутворюючий показник діяльності корпорацій тощо.

Стосовно представлених вище визначень потрібно відмітити наступне:

по-перше, відсутня чітка ув`язка цих визначень капіталізації до макро і мікрорівня;

по-друге, вони не відображають усі організаційно-правові форми господарювання підприємств;

по-третє, представляють капіталізацію то як динамічну величину у вигляді процесу вкладання (інвестування) доходів, то як статичну - у вигляді або сумарної вартості акцій, або рейтингоутворюючого показника;

по-четверте, не несуть обґрунтування, чому капіталізація пов`язується тільки з інвестуванням саме доходів чи їх частини і при цьому в різні об`єкти: в цінні папери, в розширення виробництва, на прирощення власного капіталу;

по-п`яте, відсутні аргументи на користь того, що капіталізація охоплює і стадію отримання прибутку з акцій у формі відсотків. Дещо по іншому розкривають з сукупності різних позицій дану категорію автори робіт [5, с.81].

© Турило А.А., Гушко С.В., 2013

Капіталізація - це процес перетворення додаткової вартості або прибутку в капітал (перетворення доходу в ресурс); вартість компанії по доходу, що отримується; вартість цінних паперів компанії, що мають обіг на ринку [5, с.81]. У роботах [1,2] капіталізація визначається в таких варіантах як: ринкова вартість акцій підприємства; трансформація доходів у капітал; нагромадження власного капіталу. Також в даних роботах капіталізація ідентифікується одночасно як динамічна і статична величина, пов`язується за певними напрямками або з загальною вартістю підприємства, або тільки з його власним капіталом.

Далі, розглядаючи авторські підходи до трактування категорії «капіталізація підприємства» потрібно відмітити, що значна їх кількість визначає її як вартість, що вимірюється через множення кількості акцій на їх ринкову ціну.

Все зазначене вказує на те, що незважаючи на безумовну актуальність капіталізації в ринковій економіці, потрібне подальше дослідження даної категорії. З цього приводу викладемо своє бачення стосовно сутності капіталізації і її видів. В основу розкриття сутності категорії «капіталізація» покладемо підхід, представлений на рис. 1.

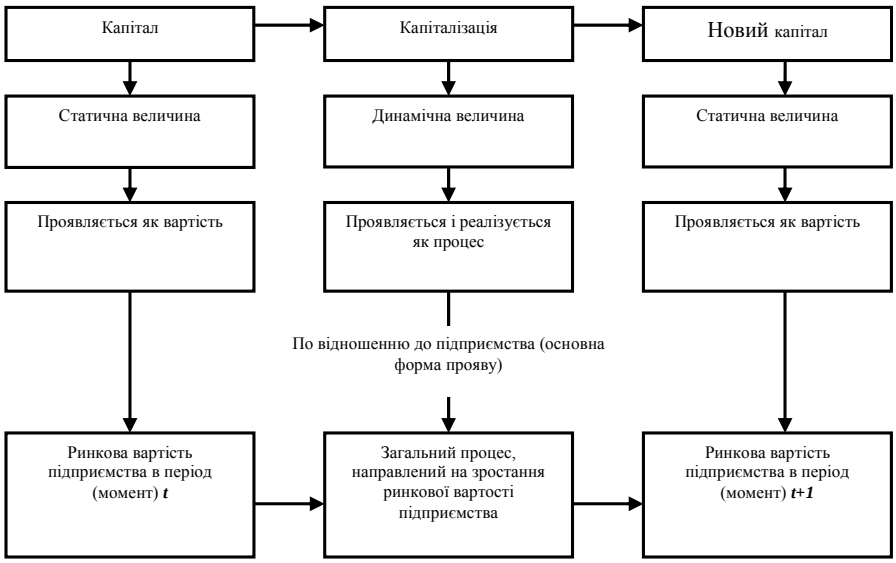


Рис. 1. Теоретико-методологічні підходи до розкриття сутності категорії «капіталізація»

З рис. 1. видно, що термін «капіталізація» отримав своє походження від загальновідомого терміну «капітал». У відмінності цих двох термінів і полягає розуміння сутності капіталізації як категорії.

Рівень капіталізації підприємства визначається обраною стратегією розвитку і ефективністю системи економічних відносин на ньому (рис. 2), що враховує фінансово-виробничий потенціал підприємства і рівень його іншого капіталу (ІК).



Рис. 2. Базові чинники впливу на рівень капіталізації підприємства

Капітал, виходячи із загальновизнаних визначень даної категорії, представляє собою завершену вартісну форму і виступає в цьому сенсі статичною величиною.

Термін же «капіталізація» в самій своїй назві несе рух, динамізм, розвиток і по відношенню до об`єкта дослідження, а в нашому випадку це підприємство, цей динамізм проявляється і реалізується безпосередньо у вигляді певного процесу.

В економічній літературі [2,3] від капіталом підприємства в кількісному аспекті розуміють певну статичну величину вартості. Виходячи з того, що в ринковій економіці головна мета розвитку підприємства полягає в максимізації його ринкової вартості, то й процес капіталізації підприємства, як головний, повинен бути з нею пов`язаний, що й відображено на рис. 1.

Потрібно відмітити, що капіталізація підприємства пов`язана не тільки з прибутком, а і з іншими джерелами фінансування його діяльності, у тому числі і з зовнішніми. Підтвердженням

того,що зовнішнє фінансування є важливою складовою процесу капіталізації, виступає той факт, коли підприємство в результаті ефективної кредитної політики отримує за рахунок ефекту фінансового левериджу додатковий дохід і тим самим збільшує свої можливості по забезпеченню зростання ринкової вартості підприємства, тобто можливості його капіталізації.

Відображений у даній роботі підхід до розкриття певних аспектів капіталізації підприємства дозволяє нам представити своє удосконалене визначення категорії «капіталізація підприємства».

Капіталізація підприємства - це економічна категорія, що характеризує систему відповідних економічних відносин, пов`язаних з процесом забезпечення зростання ринкової вартості підприємства на основі формування і реалізації певних управлінсько-виробничих рішень є динамічною величиною і відображає роль і зусилля колективу підприємства в результатах даного процесу (або роль і ступінь використання ІКП в результатах даного процесу).

Результати розвитку підприємства залежно від різних умов господарювання можуть бути як позитивними, так і негативними, тобто може мати місце як капіталізація, так і декапіталізація підприємства. Якщо ринкову вартість підприємства розкласти на вартість чистих активів підприємства (ВЧАП) (розраховується на базі балансу підприємства) та іншу вартість підприємства (ІВП), то критерії капіталізації і декапіталізації будуть наступними (див. табл. 1).

Таблиця 1

Критерії капіталізації і декапіталізації

Показники і критерії			
РВП	ВЧАП	ІВП	Процес
ΔРВП>0	ΔВЧАП>0	ΔІВП>0	Капіталізація
ΔРВП>0	ΔВЧАП>0	ΔІВП<0	Капіталізація
ΔРВП>0	ΔВЧАП<0	ΔІВП>0	Капіталізація
ΔРВП<0	ΔВЧАП>0	ΔІВП<0	Декапіталізація
ΔРВП<0	ΔВЧАП<0	ΔІВП>0	Декапіталізація
ΔРВП<0	ΔВЧАП<0	ІВП<0	Декапіталізація

де ΔРВП - величина приросту РВП, ΔВЧАП - величина приросту ВЧАП, ΔІВП - величина приросту ІВП.

Висновки. Отєе, представлені в роботі теоретико-методологічні підходи дозволяють більш повно розкрити сутність категорії «капіталізація підприємства» і тим самим забезпечити розробку відповідних заходів до підвищення ефективності цього процесу на підприємстві.

Список літератури

1. **Альошина Лідія Євгенівна**. Капіталізація підприємств як чинник їх фінансової стійкості / **Л. Є. Альошина** // Управління у сферах фінансів, оподаткування та кредиту: тези НТК, м. Львів «Львівська політехніка» 2009. – 284 с.

2. **Мельник Лілія Миколаївна**. Конкретизація понять капіталізації підприємств / *Л.* **М. Мельник** // Вісник Хмельницького національного університету 2009. – с. 24-29

3. **Бланк Игорь Александрович**. Управлению прибылью / **И. А. Бланк -** К.:Эльга, Ника-Центр, 1998. - 544 с.

3. **Бланк Игорь Александрович**. Управление активами и капиталом предприятия / **И. А. Бланк** - К.:Эльга, Ника-Центр, 2003. - 448 с.

4. **Завгородняя Ольга Палладиевна**. Особенности капитализации генерирующих компаний / **О.П. Завгородняя** // Тезисы НПК Донецкий институт экономики промышленности НАН Украины 2011. – 81 с.

Рукопис подано до редакції 04.02.13

УДК 622.271.3

М.М. ПИЖИК канд.техн.наук, ДВНЗ «Криворізький національний університет»
Ю.І. ГРИГОР'ЄВ, аспірант, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ДИНАМІКИ ЦІНИ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ НА ПРІОРИТЕТ ВИДОБУВАННЯ ВИДІВ КОРИСНИХ КОПАЛИН ПРИ КОМПЛЕКСНОМУ ОСВОЄННІ РОДОВИЩ

Розглянуто залежність динаміки зміни ціни певних видів товарної продукції на параметри відкритої розробки родовищ корисних копалин. Вплив цього та інших факторів запропоновано враховувати за допомогою коефіцієнта цінності корисних копалин.

© Пижик М.М.,Григор'єв Ю.І., 2013

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями: На сьогодні різногалузева структура користування надрами все менше відповідає потребам і можливостям системи господарювання. Особливої уваги при визначенні економічних і соціальних аспектів розвитку виробництва заслуговують питання раціонального, комплексного використання природних ресурсів, зниження шкідливого впливу на навколишнє середовище.

З точки зору держави, завданням будь-якого гірничого підприємства є максимально повне виймання корисних копалин з надр родовища, що розробляється. Але разом з тим, реалізація цього важливого питання пов'язана з всезростаючими технічними, організаційними і економічними складнощами і потребує спеціальних техніко-економічних розрахунків по встановленню доцільності і економічно припустимих меж виймання кожного компоненту та вдосконалення методів визначення основних параметрів відкритої розробки родовищ корисних копалин. На сьогоднішній день на кар'єрах України і Кривбасу зокрема залишається актуальною проблема низької комплексності розробки родовищ, несистемного складування тимчасово забалансових вийнятих запасів або повне списання їх з балансу підприємства. Не зважаючи на те, що в науковій літературі неодноразово підтверджувалася і доводилася економічна, екологічна і соціальна доцільність комплексної розробки родовищ, використання побіжних корисних копалин здійснюється у дуже малих масштабах у порівнянні з можливостями цих підприємств. Подібний стан частково зумовлений відсутністю проектів комплексної розробки родовищ.

Безумовно, реалізація одного з найважливіших напрямів технічної політики в гірничовидобувній промисловості - комплексного використання мінеральних ресурсів – багато в чому залежить від якості проектування. Особливе значення воно має для відкритого способу розробки, враховуючи, що понад 75% видобутку мінеральної сировини та 85% залізної руди здійснюється відкритим способом. За цих умов навіть незначні прорахунки в проектуванні призводять до великих економічних втрат.

На сьогоднішній день розроблено ряд підходів по визначенню головних параметрів кар'єрів при комплексній розробці родовищ, але жоден з них не закріплений Нормами технологічного проектування для практичного використання. Це свідчить про те, що єдиного критерію, який би задовольняв всі потреби гірничих інженерів, досі не прийнято.

Аналіз досліджень і публікацій: Виконаний аналіз досвіду роботи ГЗК Кривбасу продемонстрував великий потенціал комплексного освоєння родовищ. Але разом з тим на сьогоднішній день рівень комплексності освоєння родовищ знаходиться на дуже низькому рівні і цей показник продовжує падати. З балансу підприємств списуються запаси, що раніше селективно складувалися у відвали. Подібна політика розробки родовищ призводить до неможливості видобутку попутних корисних копалин в майбутньому чи розробки техногенних родовищ [1]. Серед головних причин існуючої ситуації можна виділити наступні:

Розрізненість галузей в питанні застосування нормативної бази до проектування та технології розробки родовищ корисних копалин як наслідок відомчої роздробленості, що характерна для директивної економіки.

Відсутність сучасних методів проектування комплексної розробки родовищ, що враховують динаміку техніко-економічних показників.

Відсутність єдиного підходу до застосування критеріїв оцінки ефективності розробки родовищ корисних копалин.

Складність застосування технологічних схем максимально ефективного видобутку корисних копалин при комплексній розробці родовищ.

Недостатня вивченість геолого-мінералогічного складу порід родовищ і їх властивостей, цінності для подальшого господарського застосування внаслідок орієнтації роботи геологів на основну корисну копалину.

Розв'язання проблемної ситуації, що склалася, можливо шляхом застосування більш універсальних критеріїв оцінки рішень, що приймаються.

Можна виділити два принципові підходи представлення критерію ефективності будь-яких рішень в області раціональної діяльності, зокрема, і при проектуванні. При одному підході можна передбачати досягнення максимуму корисного ефекту при певному обсязі витрат ресурсів. У такому випадку принцип оптимальності виражає принцип максимізації прибутку. При іншому підході оптимальність рішення досягають шляхом мінімізації витрат ресурсів з

обов'язковою умовою досягнення заданого корисного ефекту (принцип економії ресурсів). Дані принципи є загальними виразами критеріїв ефективності рішення. При проектуванні вони трансформуються в конкретні критерії.

М.Г. Новожилов підкреслював [2], що критерій ефективності повинен відповідати наступним умовам:

допускати кількісне вираження;

бути чутливим до змін параметрів, що характеризують операцію;

мати невелику дисперсію;

бути достатньо простим.

При цьому, у практиці поняття «критерій ефективності» може базуватися на економічних, фінансових, технічних, екологічних, соціальних, організаційних та інших показниках. Складні рішення, а їх при проектуванні кар'єрів більшість, мають прийматися на основі інтеграції численних факторів в єдиний критерій.

На сьогоднішній день в науковій літературі при обґрунтуванні параметрів відкритої розробки родовищ корисних копалин за допомогою різних критеріїв пропонується враховувати такі фактори як:

розміри родовища (вертикальна і горизонтальна потужність покладу);

кількість порід розкриву;

вміст корисного компоненту в руді;

технологічні показники видобутку (буримість, вибуховість тощо);

технологічні показники переробки корисних копалин;

інші.

В ході подальшого аналізу наукових праць було встановлено, що на даний момент не розроблено єдиного критерію, який би враховував динаміку зміни пріоритету основних і побіжних корисних копалин в часі, що має місце в умовах мінливого конкурентного середовища.

Причинами зміни пріоритету основних і побіжних корисних копалин в часі можуть бути різноманітні фактори: геологічні, технічні, технологічні, соціальні, екологічні, політичні тощо. Однією з головних причин зміни пріоритету видобутку певних видів корисних копалин є зміна в часі ринкової ціни на товарну продукцію.

Відомо, що послідовність і тривалість економічних циклів підпорядковані певним закономірностям (див. Рис. 1).

В економічній літературі виділяються такі цикли: за одне століття, за декілька десятиліть, нормальні економічні цикли, малі цикли, специфічні коливання всередині окремих галузей економіки (наприклад, гірничого виробництва) і т.д. Цикли різної тривалості отримали назви за іменами їх дослідників: цикли тривалістю 45-60 років (довгі або великі) отримали назву цикли Кондратьєва; 15-20 – річні – цикли Кузнєца; 7-12 – річні (середні цикли) – цикли Жугляра; 3-4 роки, короткі або малі – цикли Кітчина [3].

Представники різних напрямів і шкіл політичної економії наводять різні причини циклічності економічних процесів, проте їх об’єктивна наявність є незаперечною.

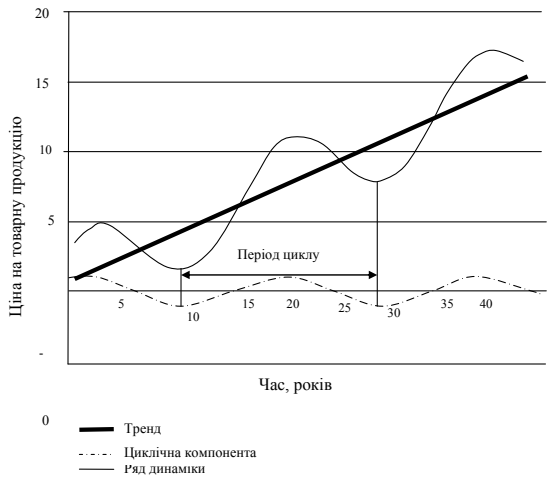


Рис. 1. Графік циклічності зміни ціни на товарну продукцію

Постановка завдання: Прогнозуючи ринкову ціну і попит на певний вид сировини, підприємство може інтенсифікувати видобування одних видів корисних копалин і зменшувати об’єми видобутку інших шляхом розвитку робочої зони кар'єру в тому чи іншому напрямку для максимального вилучення найбільш цінного в даний момент часу виду продукції. Знаючи можливу продуктивність за певною корисною копалиною, підприємство може більш точно планувати свою виробничу діяльність, а на стадії проектування застосування даного підходу дасть змогу підвищити точність проектних рішень. Тому актуальною задачею є розробка критерію, що враховує динаміку зміни пріоритету видобування

основних і побіжних корисних копалин в часі і в подальшому - методики по визначенню головних параметрів відкритої розробки родовищ, що базується на даному принципі.

Викладення матеріалу та результати: Цінність деякої *i*-ї кінцевої продукції, що отримується з 1 т корисної копалини, що видобувається, в *t*-му періоді, можна отримати з виразу (1)

$$Ц_i^t = 0{,}01 C_i K_к \varepsilon_{збі} (ц_{кі}^t - З_i^t) \ , \qquad (1)$$

де C_i - вміст *i*-го корисного компоненту, %; $K_к$ - коефіцієнт зміни якості корисної копалини в процесі видобутку, долі од; $\varepsilon_{збі}$ - вилучення при збагаченні *i*-го корисного компоненту, долі од; $ц_{кі}^t$ - ринкова ціна 1 т кінцевої продукції, що вилучається з *i*-го корисного компоненту в t-му періоді, грн/т; $З_i^t$ - затрати на видобуток і переробку одиниці видобутого *i*-го виду корисної копалини із врахуванням затрат на виймання порід розкриву в t-й період, грн/т;

Отже, в формулі (1) цінності кінцевої продукції ми врахували динаміку зміни ціни по періодам, тривалість яких може бути обраною в залежності від кон'юнктури ринку на даний вид продукції.

Аналогічно будуть змінюватися в часі і витрати на власне видобуток гірської маси з кар'єру. Тоді відношення цінності, отриманої з кінцевої продукції певного виду в певний період, до витрат на видобуток і переробку корисної копалини, з якої отримується кінцева продукція, та виймання порід розкриву можна назвати коефіцієнтом цінності корисної копалини. Виходячи з аналітичної залежності (1), коефіцієнт цінності може бути представлений у вигляді виразу (2)

$$\sum_{i=1}^{n} Ц_i^t / \sum_{i=1}^{n} З_i^t = K_{цін\_i}^t \qquad (2)$$

Коефіцієнт цінності корисної копалини $К_{цін}$ враховує витрати на видобуток і переробку різних видів сировини, цінність продукції, що отримується, в динаміці їх зміни і дає можливість оцінити цінність будь-якого обсягу корисної копалини - рудного тіла в цілому або його частини, різних типів і сортів руд, різних корисних копалин.

Тоді в якості критерію вибору напрямку розвитку гірничих робіт при комплексному використанні мінеральних ресурсів може бути застосований принцип максимуму коефіцієнту цінності (3)

$$\sum_{i=1}^{n} \sum_{t=1}^{k} K_{цін\_i}^t \to \max \qquad (3)$$

Даний критерій може бути застосований в якості альтернативи коефіцієнту розкриву в методиці визначення режиму гірничих робіт Арсентьєва [4]. Відносними одиницями, які фізично будуть виражати перевищення допустимих витрат на видобуток даного виду корисної копалини над необхідними витратами, дуже зручно користуватися при його застосуванні в графоаналітичному методі визначення режиму гірничих робіт.

При остаточному порівнянні варіантів проектних рішень в якості критерію може бути прийнятий максимум чистої наведеної вартості, одержаної за весь період експлуатації кар'єра з урахуванням динаміки цін на кінцеву продукцію. При комплексному використанні мінеральних ресурсів чисту приведену вартість можна представити виразом (4)

$$ЧПВ = \sum_{t=1}^{k} \sum_{s=1}^{m} \sum_{i=1}^{n} \frac{P_s^t Ц_i^t}{(1+E)^t} - \sum_{t=1}^{k} \frac{З_в V_в}{(1+E)^t} \to \max , \qquad (4)$$

де *t* – індекс року експлуатації родовища (*t*=1,…, *k*); *s* – індекс виду корисної копалини, з якої видобувається відповідний і-й корисний компонент (*s*=1,…, *m*); *i* - індекс виду корисного компоненту (*i*=1,…, *n*); P_s - річний обсяг видобутку *s*-го виду корисної копалини, т/рік; $З_в$ - витрати на видалення одиниці розкривних порід, грн/м^3; $V_в$ –обсяг розкривних порід, що виймаються в будівельний період, м^3; $Ц_i^t$ - цінність і-ої кінцевої продукції, що отримується з 1 т видобуваної корисної копалини в *t*-му періоді, грн/т; *F* - ставка дисконтування.

Висновки та напрями подальших досліджень: Аналіз, виконаний в ході роботи дав змогу визначити, що на даний момент не існує критерію оцінки проектних рішень, який би враховував динаміку пріоритетів видобування певних видів корисних копалин. Спираючись на

циклічність економічних процесів на світовому ринку, було запропоновано враховувати динаміку зміни ціни на певні види товарної продукції при визначенні режиму гірничих робіт та інших параметрів відкритої розробки за допомогою коефіцієнта цінності корисних копалин.

У подальших дослідженнях планується врахувати більше факторів, що впливають на динаміку пріоритетів видобування окремих видів корисних копалин та розробити методику визначення головних параметрів відкритої розробки родовищ, заснованої на цьому принципі.

Список літератури

1. **Пыжик Н.Н.** Определение области и параметров комплексного освоения железорудных месторождений при открытой разработке// дисс. на соиск. уч. степени к.т.н. – Кривой Рог, 1987.
2. **Новожилов М.Г., И.Л. Гуменик, В.А. Сиротюк**. Комплексное использование минеральных ресурсов на карьерах Кривбасса//Горный журнал – вып. №1, - 1996, с 15-19.
3. Історія економічних вчень: Навчальний посібник. За ред. **В. В.Кириленка**. – Тернопіль: „Економічна думка", 2007.
4. **Арсентьев А.И**. Определение производительности и границ карьеров. – М.:Недра, 1970. – 320 с.
5. **В.Г. Близнюков**. Определение главных параметров карьера с учётом качества руды. - М.:Недра, 1956. – 151 с.
6. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин, Київ. – 224с.

Рукопис подано до редакції 13.03.13

УДК 338.22: 621.926/927

А.Е. ГРИЦИНА, канд. эконом. наук, Б.Т. ДРАГУН, А.Ю. ГУК,
С.А. САМОХИНА, Н.И. НЕСТЕРУК (ГП «ГПИ «Кривбасспроект»)

СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ В НОРМАХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ДРОБИЛЬНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

При разработке норм технологического проектирования дробильно-обогатительных фабрик определена система технико-экономических показателей проектов, обеспечивающая объективное сравнение вариантов проекта и выбор наиболее экономичного варианта развития производства. В систему критериев динамической оценки вариантов проектов введен показатель суммарных затрат.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время отсутствуют четкие научно обоснованные рекомендации по применению системы технико-экономических показателей проектов и работ по оценке вариантов развития производства, запасов месторождений, в особенности критериев выбора лучших вариантов. В результате этого возможны необъективные оценки проектных решений.

Постановка задачи. Задачей является установление в нормах проектирования системного подхода и определение номенклатуры технико-экономических показателей, соответствующих действующему законодательству, условиям и требованиям, предъявляемым заказчиками проектов.

Анализ исследований и публикаций. Ранее в нормах проектирования раздел технико-экономических показателей состоял только из указаний по отражению в нормах определенной номенклатуры: удельных расходов энергетических и материальных затрат, численности персонала, капитальных и эксплуатационных затрат. Критерии выбора оптимального варианта не указывались. В 1987 г. были разработаны и введены во всех отраслях «Прогрессивные показатели проектов строительства, реконструкции и расширения предприятий». С их введением в проектах в обязательном порядке должно было отражаться соответствие проектных показателей уровню прогрессивных, и на основе этого производилась оценка проекта и деятельности проектной организации. В число восьми «прогрессивных» показателей были включены капиталоемкость, уровень механизации труда и автоматизации производства, производительности труда, затраты на единицу стоимости товарной продукции и др. Причем, требовалось достижение всех без исключения «прогрессивных» показателей. В противном случае должно последовать снижение уровня экономического стимулирования проектных организаций и материально-

© Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Гук А.Ю., Самохина С.А., Нестерук Н.И., 2013

го поощрения проектировщиков. При этом значимость показателей была совершенно разной. В ряде случаев обязательное выполнения одного показателя неизбежно вызывало невыполнение другого. Например, достижение высоких уровней производительности труда и автоматизации производства не могло быть обеспечено в связи с требованиями по минимизации капиталоемкости.

Положительные изменения в формировании системы технико-экономических показателей проектов были осуществлены при создании с участием авторов норм технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых [1]. В них представлен широкий спектр показателей, как для статической, так и динамической оценки с учетом фактора времени. В то же время, отсутствуют четкие рекомендации по применению этих показателей в различных экономических ситуациях.

Изложение материала и результаты. При разработке норм технологического проектирования [2] нами предусмотрена возможность выполнения проектов дробильных и обогатительных фабрик как объектов выпуска конечной продукции горнодобывающих предприятий, так и подразделений (фабрик, цехов, участков), являющихся промежуточным звеном в выпуске конечной продукции.

Формирование системы технико-экономических показателей норм технологического проектирования основано на следующих основных принципах:

если сравниваемые варианты существенно не отличаются сроками строительства дробильно-обогатительной фабрики, годовой проектной производительностью по переработке руды, то необходимо применять статический метод оценки капитальных инвестиций на расчетный период, которым может служить год достижения проектных показателей;

расчеты по статическому методу оценки инвестиций применяются также при необходимости отражения в проекте показателей нескольких расчетных периодов (лет) в связи с изменениями качественных характеристик исходной руды или концентрата, производительности фабрики;

если капитальные инвестиции по сравниваемым вариантам различны и осуществляются в разные сроки и эксплуатационные расходы изменяются во времени, то необходимо применять динамический метод оценки инвестиций;

технико-экономические показатели при динамическом методе оценки следует определять для цикла строительства, начиная с первого года, и эксплуатации в течение инвестиционного цикла длительностью не менее 10…15 лет;

при оценке вариантов с различными объемами запасов руды месторождения технико-экономические показатели предприятия определяются по годам за весь период отработки запасов;

определение экономического эффекта должно осуществляться путем сопоставления объема инвестиционных затрат, сумм и сроков возврата инвестированного капитала;

оценка возврата инвестированного капитала должна осуществляться на основании показателя «чистого денежного потока»;

технико-экономические расчеты необходимо выполнять с применением процедуры дисконтирования будущих денежных потоков для приведения их к начальному периоду;

дисконтированию подлежат только будущие затраты и поступления;

ставка дисконта может быть дифференцированной для различных инвестиционных проектов и одинаковой для сравниваемых вариантов одного проекта.

При расчетах экономической эффективности капитальных инвестиций затраты и результаты сравниваемых вариантов должны быть приведены в сопоставимый вид:

по ценам, принятым в расчетах;

по времени вложения средств и получения результатов;

по номенклатуре средств, входящих в сметную стоимость строительства;

по последствиям влияния на окружающую среду;

по методологии выполняемых расчетов стоимостных показателей.

В нормах определены методы выбора оптимального варианта проекта при статическом и динамическом методах технико-экономической оценки.

При статическом методе определения технико-экономических показателей проектов, расчетах экономической эффективности отдельных (локальных) проектных решений дробильно-

обогатительной фабрики применяется показатель приведенных затрат *Пв*, который рассчитывается по формуле

$$Пв=B+Eн \cdot K, \quad (1)$$

где *B* - годовые эксплуатационные расходы по вариантам, грн; *Ен* - нормативный коэффициент эффективности капитальных инвестиций, грн/грн; *K* - капитальные инвестиции по вариантам, грн.

Критерий экономической эффективности выражается формулой

$$Пв=B+Eн+K \rightarrow \min. \quad (2)$$

Годовой экономический эффект определяется как разность между приведенными затратами худшего и лучшего вариантов.

При вариантах с различным качеством концентрата должна учитываться разница в содержании железа, влаги или другого параметра. В этом случае годовой экономический эффект определяется по формуле

$$Пв=B+Eн \cdot K \pm \Delta P, \quad (3)$$

где ΔP - отклонение величины прибыли по оцениваемому варианту от худшего (-) или лучшего (+) вариантов качества, грн.

Для расчетов экономической эффективности и выбора лучшего варианта проекта строительства, реконструкции, технического переоснащения, капитального ремонта или модернизации дробильно-обогатительных фабрик применяется стандартная система показателей:

валовая прибыль (*GP* - в зарубежной практике «Gross profit»), которая определяется по формуле

$$GP = V-B, \quad (4)$$

где *V* - денежные поступления (стоимость товарной продукции), грн; *B* - денежные затраты (производственная себестоимость), грн; чистая прибыль (*NP* – «Net profit»), которая определяется по формуле

$$NP=(GP-Ba-Bc)\cdot(1-n_{np}), \quad (5)$$

где *Ba* - административные расходы, грн; *Bc* - расходы на сбыт без железнодорожного тарифа, грн; n_{np} - ставка налога на прибыль, выраженная десятичной дробью; чистый денежный поток (*CF* - «Cash flow»), который определяется по формуле

$$CF = NP+A, \quad (6)$$

где *A* - сумма амортизационных отчислений, грн; рентабельность затрат, %:

по валовой прибыли R_{GP}

$$R_{GP}=(GP/B)\cdot 100; \quad (7)$$

по чистой прибыли R_{NP}

$$R_{NP}=(NP/B)\cdot 100; \quad (8)$$

по годовому чистому денежному потоку R_{CF}

$$R_{CF}=(CF/B)\cdot 100; \quad (9)$$

коэффициент прибыльности (коэффициент эффективности капитальных инвестиций *ROI* - «Return on investment»)

$$ROI=NP/K; \quad (10)$$

показатель рентабельности инвестиций (*PI* - «Profitability index»)

$$PI=CF/K; \quad (11)$$

срок окупаемости капитальных инвестиций (*PP* - «Payback period») определяется одновременно с расчетом коэффициентов (10, 11) и является обратной величиной последних:

по чистой прибыли

$$PP=K/NP; \quad (12)$$

по чистому денежному потоку

$$PP=K/CF. \quad (13)$$

Полученное значение *PP* сравнивается с допустимым сроком окупаемости проекта, в качестве которого принимается величина, установленная руководством предприятия-заказчика, инвесторами предприятия или указанная в задании на проектирование.

При расчетах показателей по формулам (4-13) от генерального проектировщика должны быть получены и использоваться данные о себестоимости добычи обогащаемой руды, общепроизводственных и других расходах, формирующих полную себестоимость концентрата.

В случае отсутствия данных о себестоимости добычи руды и вышеуказанных расходов для выбора лучшего варианта применяется показатель приведенных затрат по дробильно-обогатительной фабрике при условии обеспечения сопоставимости вариантов. В табл. 1 представлен пример расчета показателей по вариантам с разным качеством концентрата.

Таблица 1

Технико-экономические показатели проекта строительства дробильно-обогатительной фабрики железных руд при статическом методе оценки (условный пример, число показателей сокращено)

Наименование показателей	Значение показателя по вариантам	
	I	II
Годовая производительность фабрики (цеха), тыс. т:		
по исходной руде	15 000,0	15 000,0
по выпуску концентрата	6 261,4	6 210,1
Содержание железа,%:		
в руде: − общего	36,27	36,27
магнетитового	25,29	25,29
в концентрате:	67,00	67,50
Выход концентрата, %	37,74	37,43
Извлечение железа в концентрат,%: − общего	69,71	69,65
магнетитового	96,18	95,84
Содержание влаги, %: − в исходной руде	1,0	1,0
в концентрате	10,5	10,5
Численность работающих, человек	416	416
Производительность труда одного работающего по исходной руде, т/год	36 058	36 058
Капитальные инвестиции (без НДС) по главам 1÷12, тыс. грн	1 500 000	1 522 500
в том числе строительно-монтажные работы	742 500	753 638
Удельные капитальные инвестиции на 1 т концентрата, грн	239,56	245,16
Амортизационные отчисления, тыс. грн	84 244	85 508
Годовые эксплуатационные расходы по переделу, тыс. грн	881 997	888 757
Удельные эксплуатационные расходы по переделу, грн/т концентрата	140,86	143,11
Отклонение прибыли за счет качества концентрата (ΔP), тыс. грн (по отдельному расчету)	-	40 366
Приведенные затраты по переделу с учетом прибыли за счет качества, тыс. грн	1 106 997	1 076 766
Удельные приведенные затраты по переделу, грн/т концентрата	176,80	173,39

В расчетах и подготовке форм таблиц принимали участие Л.Ю. Убиская, Т.В. Ланцетова, Н.П. Юзлова.

Согласно приведенным данным, лучшим является вариант II, эффективность которого обеспечивается только при учете качества концентрата с применением формулы (3).

При динамическом методе технико-экономической оценки выбор оптимального варианта проекта отличается от вышеизложенного. Сущность данного метода заключается в приведении затрат и денежных потоков к единому (настоящему) времени путем дисконтирования. Поэтому при предоставлении генеральным проектировщиком необходимых исходных данных показатели при динамической оценке рассчитываются по каждому году оцениваемого периода, в целом за расчетный период и дисконтируются. Оценка вариантов проекта производится на основании итоговых результатов расчетов.

Главными критериями выбора лучшего варианта проекта являются следующие дисконтированные показатели экономической эффективности:

чистая современная стоимость (ценность) *NPV* (в международной практике «Net present value») или, точнее, сумма дисконтированного потокового эффекта

$$NPV = \sum_{t=1}^{T} \frac{CF_t - K_t}{(1+E)^t}, \qquad (14)$$

где K_t - капитальные инвестиции в году t , грн; CF_t – сумма чистого денежного потока в году t, грн; E - норма (ставка) дисконта, %; внутренняя норма (ставка) прибыльности (рентабельности) *IRR* («Internal rate of return») – такая ставка дисконтирования E, при использовании которой текущая стоимость ожидаемых от инвестиционного проекта *CF* равняется текущей стоимости необходимых капитальных инвестиций, а *NPV* проекта равняется нулю.

Показатель *NPV* обеспечивает сравнение величины капитальных инвестиций с общей суммой генерируемого ими чистого денежного потока за оцениваемый период работы дробильно-обогатительной фабрики и характеризует современную величину эффекта от будущей реализации проекта.

Показатель *IRR* позволяет определить резерв безопасности проекта, который рассчитывается как разность между *IRR* и принятой нормой доходности проекта (ставкой дисконта). Чем выше резерв безопасности проекта, тем он менее рискован.

Для всех значений *E*, которые превышают *IRR*, *NPV* должен быть отрицательным, а для всех значений *E* меньше *IRR*, – положительным. Если не выполняется хотя бы одно из приведенных условий, следует принять, что *IRR* не рассчитывается.

Для определения эффективности инвестиционного проекта с помощью расчета внутренней нормы прибыльности используется следующее сравнение полученного значения *IRR* с уровнем ставки дисконта:

если *IRR* больше *E* – проект приемлем;
если *IRR* меньше *E* – проект неприемлем;
если *IRR* и *E* равны – можно принимать любые решения.

Если сравнение альтернативных инвестиционных проектов по критериям *NPV* и *IRR* приводят к противоположным результатам, преимущество следует отдавать *NPV*.

Для более полной оценки вариантов применяются также расчеты следующих показателей:

рентабельность инвестиций *PI* (Profitability index) – показатель, позволяющий определить, в какой мере возрастает ценность предприятия (месторождения) в расчете на 1 грн инвестиций. Расчет следует производить по формуле

$$PI = \left[\sum_{t=1}^{T} \frac{CF_t}{(1+E)^t}\right] \div \left[\sum_{t=1}^{T} \frac{K_t}{(1+E)^t}\right] \quad (15)$$

При положительном *NPV* показатель *PI* будет больше единицы и, соответственно, наоборот. Показатель рентабельности инвестиций *PI* устанавливает абсолютную приемлемость инвестиций, запас эффективности (устойчивости) проекта и является инструментом для ранжирования различных инвестиционных проектов с точки зрения их привлекательности;

эффективность инвестиций *ROI* («Return on investment»):

$$ROI = NP_{ср}/K, \quad (16)$$

где $NP_{ср}$ - среднегодовая чистая прибыль, грн;

дисконтированный коэффициент эффективности инвестиций (*DROI*):

$$DROI = \left[\sum_{t=1}^{T} \frac{NP_t}{(1+E)^t} \div T_e\right] \div \sum_{t=1}^{T} \frac{K_t}{(1+E)^t}, \quad (17)$$

где T_e - период эксплуатации дробильно-обогатительных фабрик с начала производства продукции;

срок окупаемости капитальных инвестиций *PP*, при динамической оценке соответствующий порядковому номеру года (с начала строительства), в котором аккумулированный (накопленный) чистый денежный поток становится равным аккумулированным капитальным инвестициям;

дисконтированный срок окупаемости капитальных инвестиций *DPP*, соответствующий порядковому номеру года, в котором дисконтированный аккумулированный чистый денежный поток равен дисконтированным аккумулированным капитальным инвестициям;

рентабельность продукции, %:

по валовой прибыли («Gross margin ratio»)

$$GPM = \frac{GP}{V} \times 100\%, \quad (18)$$

где *V* - денежные поступления (стоимость товарной продукции), грн;

по чистой прибыли («Net margin ratio»):

$$NPM = \frac{NP}{V} \times 100\%. \quad (19)$$

Показатели рентабельности затрат при динамических методах определяются по аналогии со статическими.

Без предоставления генеральным проектировщиком исходных данных для динамической оценки и выбора лучшего варианта проекта дробильно-обогатительной фабрики расчеты следует выполнять на уровне показателей переделов дробления или обогащения. Критерием выбора лучшего варианта проекта является минимум суммарных затрат за оцениваемый период ($П_{сум}$) – капитальных инвестиций и эксплуатационных расходов за вычетом амортизации

$$П_{сум} = \sum_{t=1}^{T}(K_t + B_t - A_t) \to \min . \quad (20)$$

Показатель минимума суммарных затрат впервые используется в качестве критерия динамической оценки вариантов на уровне фабрик, цехов, участков.

В вариантах с различным качеством концентрата должна учитываться разница в содержании железа, влаги или другого параметра. В этом случае суммарные затраты $П_{сум}$ за оцениваемый период определяются по формуле

$$П_{сум} = \sum_{t=1}^{T}(K_t + B_t - A_t \pm \Delta P_t). \quad (21)$$

Аналогичным образом определяются дисконтированные суммарные затраты по формулам

$$ДП_{сум} = \sum_{t=1}^{T}\frac{(K_t + B_t - A_t)}{(1+E)^t}. \quad (22)$$

$$ДП_{сум} = \sum_{t=1}^{T}\frac{(K_t + B_t - A \pm \Delta P_t)}{(1+E)^t}. \quad (23)$$

Если сравниваемые варианты несопоставимы по объемам переработки руды, то выбор лучшего варианта производится по удельным суммарным затратам.

Выводы и направление дальнейших исследований Создана четкая система технико-экономических показателей проектов дробильно-обогатительных фабрик.

Определены условия применения статических и динамических методов и соответствующих критериев оценки показателей проектов.

Впервые в число критериев при динамической оценке вариантов проекта введен показатель суммарных затрат - капитальных инвестиций и эксплуатационных расходов за вычетом амортизационных отчислений.

Применение системы экономических показателей норм технологического проектирования дробильно-обогатительных фабрик обеспечит более объективную оценку проектных вариантов развития горно-обогатительного производства.

Список литературы

1. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых (СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007). Раздел 8. Технико-экономическая оценка и показатели. – Киев. 2007.

2. Нормы технологического проектирования дробильно-обогатительной фабрики. Раздел 22. Технико-экономические показатели дробильно-обогатительных фабрик. Проект. ГП «ГПИ «Кривбасспроект». 2012.

Рукопись поступила в редакцию 18.02.13

УДК 621: 518.4

С.Л. ЦВИРКУН, ст. преподаватель, Л.А. ЦВИРКУН, преподаватель,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРАФИЧЕСКОЙ ПОДГОТОВКИ У СТУДЕНТОВ ТЕХНИЧЕСКОЙ СПЕЦИАЛЬНОСТИ

Проанализировано комплексную систему организации работы студентов по графическим дисциплинам технической специальности. Объективными показателями служат результаты итогового уровня графической подготовки студентов в конце первого семестра (Т-1), в начале третьего семестра, когда студенты начинают изучение курса

© Цвиркун С.Л. Цвиркун Л.А., 2013

"Компьютерная графика" (Т-2) и в четвертом семестре, когда студенты закончили изучение курса компьютерной графики (Т-3). Показатели объема знаний, у студентов в разное календарное время, представлены в виде диаграмм.

Ключевые слова: начертательная геометрия, инженерная графика, компьютерная графика, информационные компьютерные технологии.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. На сегодня, общество находится на той стадии развития, когда информация - главная продуктивная сила развития многосторонне развитой личности. Последнее время наблюдается тенденция стремительного и безостановочного развития и усовершенствования информационных компьютерных технологий.

Поэтому, преподаватели ВУЗ стараются разнообразить учебный процесс и повысить мотивационную и познавательную деятельность студентов, к обучению используя новые элементы в преподавании.

С каждым годом в Криворожском национальном университете появляются новые специальности и дисциплины, связанные с изучением информационных компьютерных систем. Вопросами внедрения в учебный процесс современных программ и методик по компьютерной графике занимаются научные работники и преподаватели многих ВУЗ.

Практически на всех кафедрах Криворожского национального университета читаются дисциплины, изучение которых невозможное без использования компьютера.

В современных условиях развития компьютерных систем и информационных технологий необходимо не отставать от технического прогресса. Для этого кафедрой начертательной геометрии и инженерной графики для студентов специальностей "Компьютерные системы и сети", "Системы управления и автоматики", и "Профессиональное обучение" преподается курс "Компьютерная графика".

Для этих специальностей в цикле фундаментальных дисциплин нормативной части планируется изучение курса "Инженерная графика", которая дает базовые знания и определенные навыки для изучения следующей дисциплины. Поэтому актуальным есть возможность закрепить далее их на практике с использованием компьютерных систем при изучении дисциплины "Компьютерная графика".

Анализ исследований и публикаций. Одной из основных задач курсов начертательной геометрии, инженерной графики является развитие пространственного мышления [1].

Из года в год практика показывает, что при изучении начертательной геометрии и инженерной графики много студентов легко запоминают и отображают на эпюре методы решения элементарных задач по начертательной геометрии. Однако они сталкиваются с огромной проблемой, которая состоит в том, как представить эти построения в пространстве. Отсутствия связи между этими двумя важнейшими компонентами является препятствием для самостоятельного использования выученных методов при решении более сложных задач. Студент не может решить даже простых инженерно-графических заданий, потому что не может представить их в пространстве.

Предположим, что наилучшим способом развития пространственного мышления у студентов являются информационные компьютерные технологии [4]. В процессе геометрического моделирования, которое основано на базе, которую студент получил в результате изучения курса начертательной геометрии и инженерной графики студент, во-первых, закрепляет полученные раньше им знания, во-вторых, пополняет и развивает их.

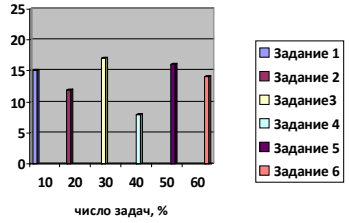
Цель исследования. Проанализировав, данную ситуация, мы решили исследовать комплексную систему организации работы студентов по графическим дисциплинам [2]. Для этого мы провели в группе СУА ряд тестовых заданий в разное календарное время (в группе СУА учится 25 чел.).

Изложение материала и результаты. Объективными показателями служат результаты итогового уровня графической подготовки студентов специальности "Системы управления и автоматики" в конце первого семестра (Т-1). Далее работая по немеченой схеме, проводим (Т-2) в начале третьего семестра, когда студенты начинают изучать курс "Компьютерная графика". Третий заключительный этап (Т-3) проводим в четвертом семестре, когда студенты группы СУА закончили изучение курса компьютерной графики в сроки, зависящие от целей и задач исследования. Тестирование осуществляется без предупреждения на занятиях в течение одного академического часа.

Наибольший интерес представляют результаты Т-2 и Т-3, являющиеся характеристикой прочности графической подготовки. Для проведения данных тестов было разработано ряд индивидуальных тестовых заданий. Каждый вариант включает шесть задач, которые отражают основные темы начертательной геометрии и инженерной графики. Кроме того, они позволяют судить об уровне развития пространственного мышления студентов, степени сохранения полученных знаний, умении их применять на практике, навыках быстрого решения несложных задач [2]. Задания Т-2 студенты выполняют с помощью чертежных инструментов на листах бумаги формата А3.

Для проверки прочности знаний по начертательной геометрии и инженерной графике Т-2 был проведен вначале изучения студентами специальности "Системы управления и автоматики" курса "Компьютерная графика". Результаты исследования были не очень утешительными. Многие студены, допустили ряд серьезных ошибок, многие решили задачи без построения, однако были и такие что показали неплохие результаты и решили часть запланированных задач. Результаты исследования Т-2 приведены в диаграмме, рис. 1.

Рис. 1. Результаты проведения Т-2



Для Т-2 мы предложили студентам решить следующие шесть задач.

Первое задание. Построить профильную проекцию детали, проставить все необходимые размеры на чертеже.

Второе задание. Построить линии пересечения поверхности (конус) с плоскостями.

Третье задание. Построить линии пересечения поверхности (цилиндр) с плоскостями.

Четвертое задание. Построить линии пересечения поверхности (сфера) с плоскостями.

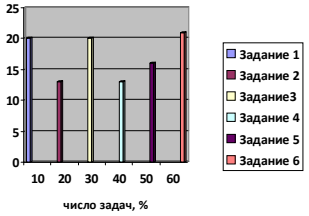
Пятое и шестое задание. Построить линию пересечения двух поверхностей.

Ниже приведен пример тестового задания №5 для Т-2, Т-3, рис. 3.

Решение тестовых заданий Т-3 студенты выполняют с помощью программы “Компас”. Встроенный в систему чертежно-графический редактор “Компас - График” обеспечивает аффективную автоматизацию проектно-конструкторских работ. С помощью информационных компьютерных технологий студенты выполняют Т-3.

Для проверки прочности знаний по начертательной геометрии Т-3 был проведена через пять недель после окончания занятий по изучению курса "Компьютерная графика". Результаты исследования приведены в диаграмме, рис. 2.

Рис. 2. Результаты проведения Т-3



Для Т-2 мы предложили студентам решить шесть задач.

Условие задания для Т-3. Постройте трехмерную модель детали. Используя твердотельную модель, постройте ассоциативные виды (три основных вида), проставьте все необходимые размеры.

За показатель объема знаний в Т-2 и Т-3 принималось общее число решенных задач каждым студентом группы СУА. Исследуя результаты диаграммы Т-2 видно, что показатели объема знаний колеблется от 42 до 58%. Одна из причин такого неутешительного результата снижением количества часов на изучение начертательной геометрии и инженерной графики студентами первых курсов.

Исследуя результаты диаграммы Т-3 видно, что студенты достаточно успешно справились с заданиями. Показатели объема знаний, представленных на рис. 2, колеблются в пределах от 54 до 76%. Практика показывает, что при использовании информационных компьютерных технологий при изучении графических дисциплин даже слабые студенты на занятиях работают с большим интересом. Большое значение имеет возможность увидеть с разных сторон построенную им модель [6]. Благодаря информационным компьютерным технологиям построение инженерно-графических заданий в большей степени автоматизировано (переход от трехмерной модели к двухмерному изображению). Работая с трехмерной моделью объекта студенту проще

выполнить обратное задание - мысленно представить двухмерную форму объекта. Таким образом, информационные компьютерные технологии влияют на развитие пространственного мышления студента. Однако, мы недолжны забыть азов начертательной геометрии и инженерной графики без которых невозможно дальнейшее изучение графических дисциплин. Информационные компьютерные технологии не заменят листка бумаги и карандаша.

Вариант №5

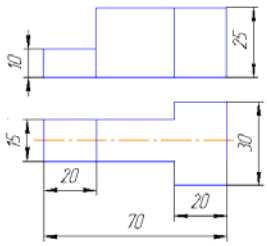
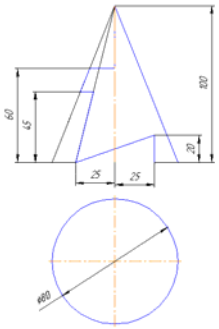
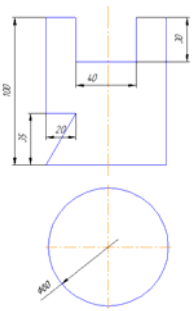
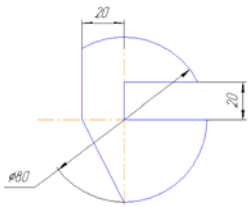
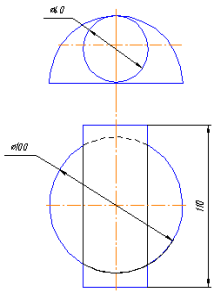
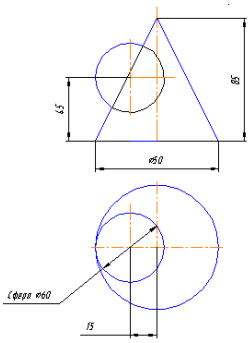
Задание 1. Построить профильную проекцию детали, проставить все необходимые размеры на чертеже	Задание 2. Построить линию пересечения поверхности (конус) плоскостями	Задание 3. Построить линию пересечения поверхности (цилиндр) плоскостями
		
Задание 4. Построить линию пересечения поверхности (цилиндр) плоскостями	Задание 5. Построить линию пересечения двух поверхностей	Задание 6. Построить линию пересечения двух поверхностей
		

Рис. 1. Вариант тестового задания №5

Выводы. Исследовав комплексную систему работы студентов по графическим дисциплинам, мы пришли к предварительным выводам. С учетом кривой забывания Эббингауза. (осмысленное запоминание в девять раз быстрее механического заучивания) стабильность знаний в группе СУА можно считать удовлетворительной. Применение тестовых заданий, статистическая обработка успешности обучения студентов дает возможность объективно оценивать уровень знаний студентов.

Однако нужны дальнейшие исследования, которые должны ориентироваться на совершенствовании методики преподавания графических дисциплин и беспрерывном изучении их в течение всего времени обучения студентов в ВУЗе.

Список литературы

1. **Гордон В.О., Семенцов–Огиевский** М.А. Курс начертательной геометрии. - М., 1971.

2. **Заякина Л.И**. Опыт определения стабильности графических знаний, умений и навыков / **Л.И. Заякина** // Сборник научно-методических статей по начертательной геометрии и инженерной графике, 1990. - Вып. №17.

3. **Веселовська Г.В., Ходаков В.Є., Веселовський В.М.** Основи комп'ютерної графіки: Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів. - Херсон: Олді-плюс, 2001. - 542 с.

4. **Соловов А.В.** Информационные технологии обучения в профессиональной подготовке // Высшее образование в России, 1995. - № 2.

5. **Цвіркун С.Л., Цвіркун Л.О**. Інформаційні технології – засіб реалізації творчого потенціалу інженера / **С.Л Цвіркун, Л.О. Цвіркун** // Інтегровані системи управління в гірничо-металургійному комплексі. Академический вестник. Кривий Ріг: КТУ, 2009. Выпуск № 23.

Рукопись поступила в редакцию 21.03.13

УДК 657.1: 005

І.І. КРИШТОПА, канд. економ. наук, доц.
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

МЕТОД СТРАТЕГІЧНОГО ОБЛІКУ ТА СИСТЕМАТИЗАЦІЯ ЙОГО ЕЛЕМЕНТІВ

За результатами проведеного дослідження в статті уточнено сутність поняття метод стратегічного обліку. Також, автором було систематизовано елементи методу стратегічного обліку шляхом їх поділу на загальнонаукові та власні. При цьому останні запропоновано структурувати в залежності від функцій стратегічного обліку, реалізацію яких вони забезпечують.

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Прискорення процесів глобалізації та виникнення гіперконкуренції, що спостерігається в світі на протязі останніх років, вимагають від керівництва вітчизняних підприємств поступового перенесення акценту з оперативного управління на стратегічне. Успішна реалізація зазначеного потребує здійснення комплексу відповідних заходів, серед яких важливе місце належить приведенню системи бухгалтерського обліку (який виступає традиційною інформаційною основою прийняття управлінських рішень) у відповідність до потреб останнього. Таким чином, актуальності набуває дослідження теорії та практики побудови стратегічного обліку на вітчизняних підприємствах, серед аспектів якого особливо вирізняється питання методу та систематизації його елементів.

Аналіз досліджень та публікацій. Вирішенню теоретико-методологічних проблем стратегічного напряму бухгалтерського обліку присвячено праці Валуєва Б.І., Герасимовича А.М., Кіндрацької Л.М., Кузьмінського А.М., Кузьмінського Ю.А., Мниха Є.В., Нападовської Л.В., Німчинова П.П., Пушкаря М.С., Сопко В.В., Чумаченко М.Г. та Шайкана А.В. В свою чергу, безпосередньо дослідженню методу стратегічного обліку та систематизації його елементів приділяла увагу доволі обмежена кількість науковців, серед яких слід відмітити Бабкіну О.М., Івашиненко Л.О., Семанюк В.З., Суворову С.П. та Яркову І.В. Проте незважаючи на вагомий внесок зазначених вище дослідників та цінність отриманих ними результатів, залишається низка проблемних питань, які потребують уточнення.

Постановка завдання. Метою статті є дослідження сутності методу стратегічного обліку та здійснення систематизації його елементів.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні завдання:

дослідити існуючі підходи науковців до визначення методу стратегічного обліку;

визначити елементи методу стратегічного обліку, які виділяються в економічній літературі;

уточнити сутність методу стратегічного обліку, структуру його елементів та здійснити систематизацію останніх.

Викладення матеріалу та результати. Новим тлумачним словником української мови термін «метод» визначається як спосіб пізнання явищ природи та суспільного життя; прийом або система прийомів, що застосовується у якій-небудь галузі діяльності (науці, виробництві тощо) [4, с. 245]. Наведене визначення свідчить про ключову роль даної категорії у методології будь-якої науки (у тому числі й у стратегічному обліку), оскільки саме за допомогою методу досліджуються її предмет та об’єкти. Але незважаючи на це, аналіз економічної літератури свідчить про доволі обмежену кількість науковців, які приділяють увагу у своїх працях дослідженню даного питання. Зокрема, у роботі Суворової С.П. під методом стратегічного обліку розуміється сукупність методів оперативного, статистичного та бухгалтерського обліку, що відповідають специфіці та потребам системи контролю управлінської діяльності підприємства [6, с.75]. На погляд автора, дана точка зору є дещо спірною, оскільки проведений аналіз практики стратегічного обліку на вітчизняних підприємствах свідчить про більш широке коло його методів. Отже, даний підхід не у повному обсязі дозволяє висвітлити можливості застосування стратегічного напряму бухгалтерського обліку на підприємстві.

У свою чергу, Івашиненко Л.О. визначає метод стратегічного обліку як сукупність різноманітних прийомів та способів, методик та концепцій, на підставі яких відображаються об’єкти стратегічного управлінського обліку в інформаційному середовищі комерційної організації [2,

© Криштопа І.І., 2013

с.46]. На погляд автора, даний підхід також є дещо дискусійним з огляду на використання термінів «методика» та «концепція». Зазначені поняття є значно ширшими за змістом ніж «метод», що обумовлює можливість виникнення термінологічної плутанини під час подальшого дослідження теорії та практики стратегічного обліку.

Отже, ґрунтуючись на результатах проведеного дослідження, під методом стратегічного обліку пропонується розуміти сукупність його елементів, за допомогою яких відбувається збір, обробка та відображення інформації про об'єкти стратегічного обліку.

Наступним важливим аспектом дослідження є уточнення складу елементів методу стратегічного обліку. Аналіз праць науковців, які займаються проблемами стратегічного напряму бухгалтерського обліку свідчить про наявність суттєвих розбіжностей у поглядах на дане питання. Зокрема, Бабкіна О.М. у своєму дослідженні серед методів стратегічного обліку називає систему збалансованих показників, модель доданої вартості, систему точно у строк, метод ABC, директ-костинг, стандарт-костинг, функціонально-вартісний аналіз, ланцюг цінностей та калькулювання витрат повного життєвого циклу товарів [1, с.84].

У свою чергу, Семанюк В.З. наголошує на обґрунтованості віднесення до методів стратегічного обліку методів моніторингу конкурентної позиції (аналіз трендів за певними параметрами), моніторингу динаміки вартості підприємства (бренда, марки, бізнесу тощо), методів стратегічного ціноутворення та калькулювання (AB-costing, LC-costing, JIT-costing, target-costing, калькулювання на основі ланцюга цінностей, PFC-калькулювання), методів стратегічного позиціонування, методів планування та гнучкого бюджетування (flexed budget або flexible budget), системи збалансованих показників (BSC), методів стратегічного (SWOT-аналіз, GAP-аналіз, CVP-аналіз, аналіз зовнішнього та внутрішнього середовища, аналіз прибутковості за споживачами, продуктами, бізнес-процесами тощо) та системного аналізу, моделі доданої вартості (EVA) та відстеження необхідності зміни стратегії, формування сигнальних індикаторів для виявлення проблем [5, с.59].

Крім того, методи стратегічного обліку розглядала у своїй роботі Яркова І.В., яка до них відносила метод інвестування засобів у ресурсозберігаючі технології, науково-дослідний метод, метод фінансової інженерії, стратегічне хеджування, гібридизація, бенчмаркінг, метод переваги стану, метод оцінки капіталізованих активів, стратегічне аудіювання, метод поросних листів, метод інспектування виробничих підрозділів; метод зниження операційних витрат та збільшення доходів, метод збільшення вартості компанії, методи залучення інвестицій, методи прогнозно-сбалансованих показників, метод економічної доданої вартості, метод обліку витрат за центрами відповідальності, таргет-костинг, метод безперервного прогнозування, метод виключення етапів з високими витратами, метод створення гнучких виробничих систем, метод індивідуальної мотивації та стимулювання персоналу, цільовий метод, метод гнучкої координації зв'язків, метод нарощування знань персоналу та зовнішніх зв'язків, матричні методи стратегічного планування, стратегічне позиціонування, аналіз зовнішнього оточення, аналіз асортименту, а також метод обліку й структуризації інформації [7, с.49].

Слід зазначити, що висвітлені вище підходи є дещо спірними та потребують уточнення. Зокрема, дискусійним є віднесення до методів стратегічного обліку системи збалансованих показників, системи точно у строк, моделі доданої вартості та інших подібних категорій, які, на погляд автора, належать до його інструментів. Обґрунтованість даної точки зору підтверджується результатами дослідження, що представлені нижче.

Аналіз економічної літератури показав відсутність досліджень, присвячених уточненню змісту терміна «інструмент стратегічного обліку». В свою чергу новим тлумачним словником української мови «інструмент» визначається як знаряддя для праці або сукупність таких знарядь [4, с. 186]. Враховуючи дане тлумачення та наведене вище авторське визначення методу стратегічного обліку, під терміном «інструмент стратегічного обліку» рекомендується розуміти сукупність спеціальних прийомів для ефективного використання методів стратегічного обліку. Таким чином, ототожнення понять методу (у т.ч. його елементів) та інструменту стратегічного обліку, яке чітко прослідковується у висвітлених вище підходах науковців, не можна вважати доцільним.

Наступним важливим аспектом дослідження є систематизація методів стратегічного обліку. Як представлено вище, у роботах переважної більшості вітчизняних та зарубіжних науковців зазначено лише перелік елементів методу стратегічного обліку, який не містить жодних класи-

фікаційних ознак [1, с.84; 5, с.59]. Виключенням є підхід Яркової І.В, в основу якого покладено взаємозв'язок методів стратегічного обліку з його формами (утворення яких в свою чергу відбувається в рамках розробки базових стратегій підприємства) [7, с.49]. Дана точку зору є цікавою, проте вона не дозволяє у повному обсязі висвітлити усі методи стратегічного обліку з огляду на велику кількість можливих варіантів стратегій підприємства.

З метою вирішення даної проблеми, автором був проведений аналіз спеціальної економічної літератури та чинної практики ведення стратегічного обліку на вітчизняних підприємствах, який дозволив виділити наступні групи його методів: загальнонаукові, власні.

Загальнонаукові методи стратегічного обліку ґрунтуються на принципах та категоріях загальнонаукової теорії пізнання і застосовуються у переважній більшості галузей знань. Автором встановлено, що безпосередньо у практиці стратегічного обліку поширеними є такі загальнонаукові методи, як аналіз, синтез та конкретизація. З метою повного висвітлення досліджуваного питання, розглянемо сутність кожного із зазначених вище методів та його місце у практиці стратегічного обліку.

Аналіз - метод дослідження об'єктів стратегічного обліку шляхом його уявного розділення на складові частини, окремі елементи і їх оцінки кожного окремо в межах єдиного цілого (наприклад, під час використання такого інструменту стратегічного обліку як АВС, за допомогою даного методу здійснюється визначення пула витрат для кожного виду діяльності підприємства в межах його єдиної фінансово-господарської діяльності).

Синтез - метод вивчення об'єктів стратегічного обліку в його цілісності, єдності і взаємозв'язку окремих його компонентів шляхом об'єднання в єдине ціле розрізненої інформації про досліджуваний об'єкт стратегічного обліку (наприклад, під час застосування такого інструменту як SWOT-аналіз, даний метод застосовується під час комплексної оцінки ситуації, яка має вплив на підприємство шляхом дослідження його можливостей, загроз, а також сильних й слабких сторін).

В свою чергу конкретизація – метод дослідження об'єкта стратегічного обліку за конкретних умов (обставин) його існування, виникнення (наприклад, під час застосування інструменту стратегічного обліку під назвою «точно в строк», обраховується кількість матеріалів, компонентів та напівфабрикатів, які повинні надходити у конкретне місце у точно визначений час).

Наступною групою методів, які використовуються в практиці стратегічного обліку є власні методи, які передбачають використання методів статистики, економетрії, економічного аналізу та інших наук. Крім того, враховуючи надане автором визначення стратегічного обліку [3, с.147], до його власних методів доцільно відносити також низку методів бухгалтерського обліку. На думку автора, систематизацію власних методів стратегічного обліку доцільно здійснити виходячи з функцій стратегічного обліку, реалізацію яких вони забезпечують. А саме, функцій аналізу, планування, організації, контролю та регулювання. Розглянемо власні методи реалізації кожної функції більш детально. Аналітична функція стратегічного обліку полягає у формуванні інформаційної бази процесу інтерпретації менеджерами внутрішніх звітів підприємства та зовнішніх джерел з метою визначення можливостей та загроз макросередовища підприємства, а також сильних та слабких сторін його мікросередовища. Як показало проведене дослідження, реалізацію даної функції забезпечують методи економічного аналізу, теорії прийняття рішень, а також математичні, статистичні, економетричні та евристичні методи. Зазначені вище методи являють собою способи виявлення закономірностей та тенденцій економічних процесів господарської діяльності як на підприємстві, так і у його бізнес-середовищі, що у подальшому дозволяє обирати найбільш прийнятні варіанти управлінських рішень. Наприклад, під час застосування такого інструменту стратегічного обліку як SWOT-аналіз, широко застосовуються евристичні методи, які дозволяють виявити та оцінити внутрішні й зовнішні фактори, що сприяють або заважають досягненню мети функціонування підприємства.

Функція планування передбачає розробку бюджетів, прогнозних балансів та спеціальної системи показників, відповідно до яких здійснюватиметься моніторинг процесу реалізації обраної стратегії підприємства. Дослідження показало, що для реалізації зазначеної функції застосовуються такі методи, як: балансовий, нормативний та калькулювання. Розглянемо кожен з зазначених методів більш детально. Отже, балансовий метод являє собою взаємну ув`язку наявних й передбачуваних ресурсів підприємства та потреби в них у межах планового періоду. Сутність нормативного методу полягає у встановлення планових завдань на певний період ви-

ходячи з норм витрат різноманітних ресурсів на одиницю продукції, що випускається підприємством. В свою чергу, калькулювання - це обчислення собівартості виготовлення продукції, виконання робіт або надання послуг шляхом вимірювання та розподілу витрат, які належать до того чи іншого об'єкта калькулювання. Методи, перелічені вище, допомагають реалізації такого важливого інструменту стратегічного обліку, як бюджетування, оскільки лише за умови їх використання здійснюється формування та приймання бюджетів.

Контрольна функція передбачає слідкування за виконанням бюджетів, а також повнотою досягнення стратегічних цілей підприємства шляхом оцінки отриманих відповідних показників. Реалізація зазначеної функції забезпечується шляхом методу виявлення відхилень, який передбачає виявлення розбіжностей фактичних даних із запланованими з метою вчасного прийняття рішень щодо їх усунення. Зазначений метод також сприяє реалізації такого інструменту стратегічного обліку як бюджетування.

Організаційна функція полягає у формуванні раціонального документообігу між відділами підприємства, що забезпечуватиме оперативне отримання необхідної інформації на усіх рівнях управління. Основним методом, який сприяє реалізації даної функції є регламентування, який являє собою затвердження у обліковій політиці, внутрішніх корпоративних стандартах та інших внутрішніх положеннях певних правил збору та накопичення необхідної інформації та її передачі до конкретних внутрішніх споживачів.

У свою чергу, така функція стратегічного обліку як регулювання, передбачає формування інформаційної бази для управлінських рішень у випадку виникнення необхідності корегування раніше обраної стратегії підприємства. Реалізація даної функції відбувається за допомогою таких методів, як документування та бухгалтерська звітність. Метод документування передбачає первинне спостереження і відображення всіх господарських операцій у відповідних первинних бухгалтерських документах. За допомогою методу бухгалтерської звітності формується система взаємопов'язаних економічних показників господарської діяльності підприємства за звітний період у певному документі.

Слід зазначити, що такі методи як регламентування, документування та бухгалтерська звітність приймають опосередковану участь у забезпеченні реалізації усіх інструментів стратегічного обліку, оскільки дозволяють сформувати відповідну інформаційну базу для їх застосування. Надані автором пропозиції щодо складу елементів методу стратегічного обліку та їх систематизації наочно представлено на рис. 1.

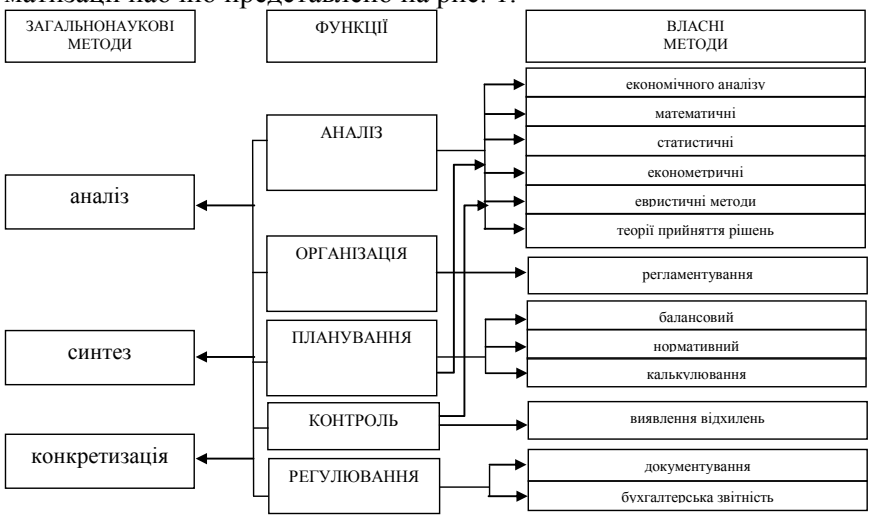


Рис. 1. Взаємозв’язок елементів методу стратегічного обліку з його функціями

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, ґрунтуючись на результатах проведеного дослідження, автором визначено сутність методу стратегічного обліку як сукупність прийомів і засобів, за допомогою яких отримується інформація про об’єкти стратегічного обліку певного підприємства. Елементи методу стратегічного обліку систематизовано шляхом поділу на загальнонаукові (аналіз, синтез, конкретизація) та власні (економічного аналізу, математичні, статистичні, економетричні, евристичні, теорії прийняття рішень, балансовий, нормативний, калькулювання, виявлення відхилень, регламентування, документування та бухгалтерська звітність). Останні при цьому запропоновано структурувати у взаємозв’язку з функ-

ціями стратегічного обліку, реалізацію яких вони забезпечують (аналізу, організації, планування, контролю та регулювання).

Надані в статті рекомендації в частині уточнення термінологічного апарату стратегічного обліку та систематизації його методичного забезпечення сприятимуть подальшому виокремленню його інструментів та процедур, що дозволить суттєво покращити процес управління на вітчизняних підприємствах.

Список літератури

1. **Бабкина О.М.** Методы формирования стратегического управленческого учета на промышленном предприятии : автореферат дис. ... кандидата экономических наук : 08.00.05 / О.М. Бабкина; [Место защиты: С.-Петерб. гос. инженер.-эконом. ун-т], 2011. - [Електронний ресурс] / Режим доступу: http:// http://dlib.rsl.ru/01004855194.

2. **Ивашиненко Л.О.** Развитие теории и методики стратегического учета в коммерческих организациях : автореферат дис. ... кандидата экономических наук : 08.00.12 / Ивашиненко Любовь Олеговна; [Место защиты: Мичурин. гос. аграр. ун-т], 2008. - [Електронний ресурс] / Режим доступу: http://dlib.rsl.ru/01003451472

3. **Криштопа І.І.** Стратегічний облік як перспективний напрям розвитку бухгалтерського обліку / І.І. Криштопа // Економічні науки. Серія «Облік і фінанси». Збірник наукових праць. Луцький національний технічний університет. Випуск 8 (29). – Ч.3. – Луцьк, 2011. – С.145-152

4. Новий тлумачний словник української мови у чотирьох томах. – К.: «Аконіт», 1999.

5. **Семанюк В.З.** Формування підсистеми стратегічного обліку в умовах ринкових відносин / В.З. Семанюк // Формування ринкових відносин в Україні.– 2010.– № 11.– С. 59-63.

6. **Суворова С.П.** Формирование стратегического управленческого учета на промышленных предприятиях : теория и методология : автореферат дис. ... доктора экономических наук : 08.00.12 / С.П. Суворова; [Место защиты: Орлов. гос. техн. ун-т], 2007 - [Електронний ресурс] / Режим доступу: http://dlib.rsl.ru/01003407268

7. **Яркова И.В.** Стратегический управленческий учет на предприятиях химической промышленности : автореферат дисс. канд. эконом. наук: 08.00.12 / И.В. Яркова; [Место защиты: Сарат. гос. соц.-эконом. ун-т], 2010. - [Електронний ресурс] / Режим доступу: http://dlib.rsl.ru/01004717830

8. The Balanced Scorecard Institute, a Strategy Management Group company [Електронний ресурс] / Режим доступу: http: // www. balancedscorecard. org.

9. The Role of ABC In Key Account Management, Armstrong Laing Group. April 2002. [Електронний ресурс] / Режим доступу: http:// www. armstronglaing. com/ content/ abmresources/ abmresource. asp.

Рукопис подано до редакції 14.03.13

УДК 338.45:334.78

В.П. ХОРОЛЬСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., Ю.М. БУРЛАКОВА, старший викладач
ДВНЗ "Криворізький національний університет"

ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ ЖИТТЯ ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО КЛАСТЕРУ

Розглянуто питання управління якістю життя гірничо-металургійного кластеру; побудована система менеджменту якості управління, орієнтованого на результат; розроблені показники якості життя (комплексний стандарт якості життя) у вигляді цільових оцінок.

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними задачами. Теорія якості життя - напрямок в американському і західно-європейському сучасному менеджменті, виникла в середині 60 років XX сторіччя в США на базі розширення поняття соціальних індикаторів. У період розвитку ринкових відносин в Україні якість життя стала індикатором добробуту суспільства.

Якість життя - узагальнююча соціально-економічна категорія, що відбиває узагальнення поняття "рівень життя", містить у собі не тільки рівень споживання матеріальних благ і послуг, але і задоволення духовних потреб, здоров'я, тривалість життя, умови середовища, що оточує людину, морально-психологічний клімат, щиросердечний комфорт.

Поняття "якість життя" тісно пов'язане з поняттям "добробут суспільства". Якщо ввести поняття "стійкий розвиток міста з його гірничо-металургійним кластером" то добробут населення міста буде залежати від якості життя працівників його промислового кластеру, що уявляє поєднання рішень топ-менеджерів підприємств гірничо-металургійноо комплексу і рішень влади міста у вигляді інтересів сучасних та майбутніх поколінь, пов'язаних з розробкою ефективних механізмів управління якістю життя населення міста.

© Хорольський В.П., Бурлакова Ю.М., 2013

Аналіз досліджень та публікації. Теоретичні і практичні положення у сфері управління якістю життя розглядалися в багатьох наукових працях закордонних авторів: І. Ансофа [1], М. Мескона [2], Річарда Л. Дафта [3].

Значний вклад у вирішення проблеми корпоративного управління якістю життя в умовах трансформаційних перетворень внесли українські вчені: А.Е. Воронкова [4], В.А. Євтушевський [5], І.В. Козаченко [6], В.Ф. Капіца [7] та інші.

Оцінка якості життя авторами [7] трактується як конкретний аналіз та обчислення відхилень реальних і бажаних значень нормативних показників. Методологія виміру синтетичних категорій якості життя знайшла відображення в роботі [8] і використана для побудови нормативної бази показників якості життя у вигляді стандартів. Наведені аргументи свідчать, що питання менеджменту якості життя населення, працівників гірничо-металургійного кластеру є актуальною темою досліджень.

Постановка задачі. Якість життя населення і працівників гірничо-металургійного кластеру формується під впливом безлічі факторів, серед яких головними є економічні, соціальні та екологічні, вплив яких на добробут населення оцінюється експертним шляхом. Вимоги до показників, що використовуються для оцінки характеристик якості – це система правил, що включає вимірюваність, об'єктивність, повноту, інформативність, наочність, корисність, що дозволяє значно підвищити точність вимірювання добробуту.

Сучасна теорія якості життя асимілювала соціально-філософські ідеї неопозитивізму, неомарксизму, екзистенціалізму, а також «радикального емпіризму»; політико-екологічні концепції нормативно-мотиваційної ролі ідеології щодо формування пріоритетних цілей соціальної політики реформістського характеру. Серед спеціалістів питання про зміст і структуру поняття «якості життя» залишається дискусійним, трактується або як тотожнє, або як протилежне поняттям рівня, стилю або образу життя [9], можливі використання й інших критеріїв - якості навколишнього середовища, рівня стресових ситуацій та інше.

Таким чином, **метою статті** є дослідження теоретичних основ системи менеджменту якості життя при управлінні великим промисловим кластером, який здійснює вагомий внесок у ВНП України і характеризується високим рівнем екологічних забруднень і техногенних явищ.

Викладення матеріалу та результати. Управління якістю - послідовність дій, що включає оцінку реального значення показників, обчислення відхилень реальних і бажаних значень даних, прийняття рішень щодо корекції функціонування, повернення до першої дії. Послідовність дій, при управлінні якістю, створює процес управління зі зворотнім зв'язком, де в якості цільових показників прийняті показники якості, відхилення реальних і бажаних значень показників. Управління якістю не повинно бути самоціллю, воно повинно бути досяжним та орієнтованим на підтримку системи управління і розвиток ресурсів забезпечення.

Якість життя - це сукупність параметрів, які віддзеркалюють вимір течії життєдіяльності з оцінкою фізичного стану, психологічного добробуту, соціальних відносин і функціональних здібностей. Багатофункціональна оцінка якості життя включає різні сфери діяльності людини: функціональну, фізіологічну, психологічну, соціальну, духовну, сексуальну.

Така багатообразність сфер якості життя дозволяє говорити про раціональну взаємодію і визначення якості життя - як оптимального поєднання параметрів здоров'я, досугу, зайнятості, освіти, професійного і соціального зростання, захищеності прав і свобод, безпеки, чистоти навколишнього середовища.

Якість життя людини - це комплекс показників, що характеризують задоволеність людини по відношенню до норм, звичаїв і традиціям, забезпеченістю матеріальними благами (їжою, одягом, житлом), безпекою, доступністю освіти і медичного забезпечення, станом навколишнього середовища, свободою суспільних відносин. Державна робота щодо визначення і реалізації заданої якості життя ведеться через законодавче введення стандартів (індексів) якості життя, які звичайно включають три блоки комплексних індикаторів.

Перший блок індикаторів якості життя характеризує стан здоров'я населення і демографічний добробут, який визначається за рівнями народжуваності, тривалості життя.

Другий блок визначає задоволеність населення індивідуальними умовами життя (добробут, їжа, оселя, робота тощо), а також соціальну задоволеність положенням справ у державі (справедливість влади, доступність освіти і лікування, безпеки існування, екологічного добробуту). Для їх оцінки виконуються соціологічні опитування вибірок із певних аудиторій населення криворізького залізорудного кластеру.

Третій блок індикаторів оцінює духовний стан суспільства. Рівень духовності визначається за характером, спектром і числом творчих ініціатив, інноваційних проектів, а також за часто-

тою порушень загальнолюдських чинників. У якості одиниць виміру використовуються дані офіційної статистики про соціальні аномалії - динаміку вбивств, крадіжок, тяжких хвороб, абортів, алкогольної та наркозалежності, обліку одиноких непрацездатних громадян та інвалідів тощо. Там, де прояви девіантних явищ є частішими, рівень духовності є гіршим.

Таблиця 1

Основні показники прогнозу соціально-економічного розвитку міста Кривий Ріг до 2025 р.

Назва показника	Поточні показники	Прогноз на 2025 рік (оптимістичний варіант прогнозу)
Чисельність постійного населення на початок року, тис. чол.	666 393	820 000
Чисельність працівників в гірничо-металургійному комплексі, тис. чол.	140 000	120 000
Тривалість життя, років	68,1	75
Коефіцієнт природнього приросту населення, на 1000 осіб	-6,1	+ 3,8
ВНП на душу населення, тис.дол./чол	2	12
Забрудненості атмосфери, тис. т.	287	80
Середньомісячна заробітна плата в розрахунку на одного працюючого, дол.	404,5	1600
Міграційний приріст населення, тис. чол. за рік	2	10
Обсяг інвестицій в територію міста, грн./на 1 працюючого	16486	28000

Включені в блоки індикатори повинні відповідати наступним вимогам:

віддзеркалювати найбільш важливі соціальні параметри, які мають інтегральні значення для суспільства, проявляючи його власні погляди щодо добробуту або низької якості життя;

однозначно сприйматися кожним громадянином на всій території України, об’єднуючи всіх єдиним розумінням;

мати достатню чутливість і здібність швидко реагувати на фактори, що змінюють умови життєдіяльності;

мати доступні для стандартного виміру якісні характеристики, що забезпечують можливості порівняльної оцінки та відстеження динаміки процесу.

Показники якості населення повинні розглядатися на декількох рівнях: людському в цілому; населення країни; населення регіону (міста); окремої людини.

Система показників, що входять до стандартів життя, поділяється на декілька груп: якість населення (освіта, кваліфікація, народжуваність і смертність, захворюваність, розповсюдження інфекцій, злочинність); якість інфраструктури життя (забезпеченість житлом, організація охорони здоров'я, відпочинку і культури, засоби комунікацій і транспорту, правове забезпечення); якість їжі; якість умов праці; якість навколишнього середовища (стан атмосфери, води, ґрунту); якість природних умов (забезпеченість природними ресурсами, температура,частота техногенних явищ, ландшафт).

Стандарт - це сукупність допустимих значень контрольованих показників (мінімально необхідних - для позитивних впливів, максимально допустимих - для негативних впливів). Стандарт може бути введеним:

як мінімально необхідний набір значень факторів для умов життєдіяльності окремої людини;

як мінімально необхідний набір значень факторів для умов життєдіяльності соціальної або професійної групи людей;

як мінімально необхідний набір значень факторів для умов життєдіяльності в регіоні;

як мінімально необхідний набір значень факторів для умов життєдіяльності в окремій країні (з урахуванням її можливостей на конкретному часовому періоді).

Показники стандарту не є цільовими або бажаними показниками, вони повинні відзеркалювати досягнуті і забезпечені умови життя на криворіжжі. Стандарт віддзеркалює рівень розвитку інновацій, техніки і технологій, які в свою чергу тісно пов'язані з виробничими показниками. У той же час, стандарт враховує національні традиції, природні можливості, ландшафт території. Стандарт розробляється на визначений період і систематично переглядається.

Система менеджменту якості (СМЯ) великого промислового комплексу України побудована на восьми головних принципах.

Перший - орієнтація на споживача - постійний моніторинг специфічної сукупності показників соціально-економічного оточення.

Другий - лідируюча роль керівництва - єднання цілей і напрямків роботи; реакція на зміни ситуації в місті; чітке визначення повноважень, відповідальності; використання різного типу стимулів.

Третій - залучення працівників - використання досвіду, знань і компетенцій персоналу публічних акціонерних товариств і організацій. Необхідно добиватися, щоб персонал підприємств ГМК: приймав участь в інноваційних проектах, відчував себе учасником процесу і процесно-вартісного управління, брав відповідальність не себе за рішення проблем; активно вів пошук можливостей для удосконалення; вільно ділився знаннями і досвідом; був наставником; ініціативною і творчою особистістю; одержував моральне задоволення від своєї роботи.

Четвертий - процесний підхід - розгляд функціонування міської СМЯ як процесу; ідентифікація процесів; їх характеристик, виходу і входу; встановлення відповідальності за управління процесом (визначення «менеджера-процесу»).

П'ятий - системний підхід до менеджменту - розгляд всіх процесів, що ведуть до досягнення цілей місцевої СМЯ, у вигляді системи. Для цього необхідно: ідентифікувати і розвивати процеси; структурувати одержану систему; визначати взаємозв'язки всередині неї; постійно вдосконалювати дану систему через її виміри і оцінку.

Шостий - постійне удосконалення.

Сьомий - прийняття рішень, заснованих на фактах - збирання даних і інформації, що відноситься до конкретних цілей; забезпечення їх точності і надійності; оперативний аналіз; побудова інтелектуальної системи управління прийняттям рішень.

Восьмий - взаємовигідні відносини з постачальниками - моральне і матеріальне стимулювання підвищення якості продукції і послуг через регіональну програму «Якість».

Дев'ятий - принцип синергетики.

Таблиця 2

Вимоги, що встановлені стандартами проживання

Категорії	Приклади показників
Економічна	Відношення місячних середньодушових доходів до величини прожиткового мінімуму; частка населення із середньоособовими доходами нижче прожиткового мінімуму; рівень безробіття
Демографічна	Тривалість життя; Приріст населення;
Якість житла	Середня площа житла на одного проживаючого; Кількість комунальних квартир; Частка старого та аварійного житла
Якість соціального обслуговування	забезпечення місцями у соціальних притулках, соціально-реабілітаційних центрах для громадян, які потребують соціального захисту
Якість навколишнього середовища	Рівень забруднення атмосферного повітря у порівнянні з ПДК; Кількість днів у році, коли стандарти ВОЗ щодо питної води перевищені; Експозиція шуму 65 ДБ і вище 75 ДБ; Відсоток відходів, які утилізуються
Якість освітніх послуг	Забезпеченість дітей дошкільними закладами; Чисельність учнів у закладах початкової, середньої і вищої професійної освіти
Якість послуг охорони здоров'я	Захворювання населення по основним групам хвороб, число захворювань з вперше встановленим діагнозом; Число дітей, які померли у віці до одного року; Частка осіб, які пройшли диспансеризацію
Якість транспортних послуг	Інтервали руху рухомого складу на маршрутах наземного пасажирського транспорту; Середня швидкість руху транспортних потоків у часи «піки»; Число загиблих й поранених у дорожньо-транспортних пригодах
Якість роботи ЖКГ	Час виправлення неполадок в системі ЖКГ по середнім та дрібним неполадкам, а також по значним неполадкам (аваріям); Періодичність контролю стану ліфтів і ремонтів; Періодичність робіт по обслуговуванню мусоропроводів; Періодичність загальних і часткових оцінок вартості майна приміщень і споруд
Якість послуг зв'язку	Забезпечення населення стаціонарним і стільниковим телефонним зв'язком; Кількість користувачів мережі Інтернет; Середній час доставки поштових відправлень по треиторії (міста, села, області)
Якість послуг культурно-дозвільної сфери	Число глядацьких місць, число відвідувань, кількість закладів культури (музеї, театри, кінотеатри, концертні організації, культурно-дозвільні заклади, бібліотеки); Кількість учасників, які приймають участь в клубних формуваннях, у тому числі, діти до 14 років;

	Забезпеченість спортивними залами для занять; Забезпеченість басейнами для занять; Частка платних фізкультурних послуг
Якість послуг роздрібної торгівлі	Кількість закладів на території (міста, села, області); Забезпеченість площею торговельних залів; Пішоходна доступність до магазинів від місця проживання; Питома вага споживачів, які звернулися зі скаргами в систему захисту прав споживачів у Загальній кількості споживчих послуг
Якість послуг суспільного харчування	Кількість закладів на території (міста, села, області); Забезпеченість посадовими місцями; Питома вага звернень зі скаргами в систему захисту прав споживачів у загальній кількості споживчих послуг
Якість послуг закладів побутового обслуговування	Кількість закладів на території (міста, області); Забезпеченість населення їх послугами; Питома вага звернень зі скаргами у загальній кількості споживчих послуг

Висновок та напрям подальших досліджень. Розроблена методика оцінки якості життя гірничо-металургійного кластеру та стандартів, як комплексу показників, характеризують вимоги до проживання людей в складному техногенному середовищі. Наведені показники прогнозу соціально-економічного розвитку міста як системи, що розвивається.

Список літератури

1. **Ансофф И.** Стратегическое управление / пер. с англ. – М.: Экономика, 1989. – 519 с.
2. **Мескон М., Альберт М., Хедоури Ф**. Основы менеджмента / Пер. с англ. – М.: Дело, 1992. – 701 с.
3. **Дафт Р.** Менеджмент. 6-е изд. / Пер. с англ. – СПб.: Питер, 2008. – 864 с.
4. **Козаченко Г.В., Воронкова А.Е**. Корпоративне управління. Підручник для вузів. – К.: Лібра, 2004. – 368 с.
5**. Євтушевський В.А**. Корпоративне управління: Підручник. – К.6 Знання, 2006. – 406 с.
6. **Капіца В.Ф.** Социокультурные векторы постиндустриального развития Кривбасса в XXI веке / Громадянська ініціатива інтелігенції Кривбасу у формуванні культурно-індустріального обличчя регіону XXI сторіччя. Матеріали першої міської конференції інтелігенції Кривбасу – Кривий Ріг: Мінерал, 2001. – 250 с.
7. Гінеза ринкової економіки: Терміни, поняття, персоналії: За наук. ред. Г.І. Башнянина і В.С. Іфтемічука. – К.: Магнолія плюс, 2004. – 688 с.
8. **Айвазян С.А.** К методологии измерения синтетических категорий качества жизни населения // Экономика и математические методы, 2003, том 39 №2, с. 33-53
9. **Хорольський В.П**. Управління персоналом корпоративних підприємств гірничо-металургійного комплексу. **В.П. Хорольський, М.Л. Цуркан** // Під редакцією **В.П.Хорольського**. Монографія. Дніпропетровськ: Наука і освіта – 2008. – 339 с.
10. Профіль м. Кривий Ріг: демографія, економіка, бюджет. С. 11. [Електронний ресурс]. – режим доступу: http://www.ebed.org.ua/sites/expertise.one2action.com/files/repo/ebed_kryvyi_rih_city_profile_ukr_web.pdf

Рукопис подано до редакції 18.02.13

УДК 336.225: 339.5

Г.В. КРУТОВ, канд. техн. наук, доц., А.Г. МАКСИМЧУК, канд. техн. наук, доц.,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

НАЛОГ НА ДОБАВОЧНУЮ СТОИМОСТЬ В КОНТЕКСТЕ ГОСУДАРСТВЕННОГО РЕГУЛИРОВАНИЯ ВНЕШНЕЭКОНОМИЧЕСКОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Выполнен анализ экономической сущности добавочной стоимости, мотивационного и стимулирующего факторов НДС, особенностей налогообложения внешнеэкономической деятельности, обоснованы рекомендации по совершенствованию налогового механизма начисления и администрирования НДС.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Обеспечение развития страны, решение социальных проблем общества требуют от государства использовать весь арсенал имеющихся у него методов воздействия на экономику. Важнейшим инструментом государства в реализации поставленных целей является налоговая политика. Налоговая политика относится к косвенным методам государственного регулирования, так как она лишь обеспечивает условия экономической заинтересованности или незаинтересованности в деятельности юридических и физических лиц и не строится на базе властно-распорядительных отношений. Одновременно на-

© Крутов Г.В., Максимчук А.Г., 2013

логовая политика как косвенный метод государственного регулирования более гибко воспринимается экономикой и поэтому более широко применяется в рыночных системах, чем методы прямого государственного регулирования. Путем получения налоговых платежей государство имеет возможность распределять финансовые ресурсы на разные участки экономического и социального развития. Поэтому формирование эффективной налоговой системы и политика ее реализации - это важная экономическая проблема общегосударственного значения. Налоговая политика влияет практически на все социально-экономические сферы страны и неразрывно связана со многими элементами государственного управления, такими как: кредитно-денежная политика, ценообразование, структурная реформа экономики, торгово-промышленная политика и др. Манипулируя налоговой политикой, государство стимулирует экономическое развитие или сдерживает его. Однако главным направлением налоговой политики в конечном итоге является обеспечение экономического роста. Именно с экономическим ростом связываются показатели развития производства и его эффективности, возможности повышения материального уровня и качества жизни населения. Переход экономики Украины на рыночные отношения, вступление в ВТО существенно повысили роль внешнеэкономической деятельности в развитии страны. Внешнеэкономическая деятельность является одним из определяющих факторов, влияющих на основные экономические и социальные характеристики страны и отдельных регионов [2]. Современные тенденции процесса глобализации национальных экономик и укрепления мирохозяйственных связей стимулируют Украину к трансформации экономической политики страны. На этом этапе особую роль играет гибкая налоговая система, способная не только обеспечить внутренние потребности страны, но и сблизить государство с экономиками других стран.

Гармонизацию налоговой системы Украины стоит рассматривать как один из важных способов обеспечения международной конкурентоспособности национальной экономики [3]. Именно гармонизация налоговой системы способна активизировать инновационно-инвестиционную составляющую экономического развития государства с позитивным влиянием на структурные процессы в реальном секторе экономики, чем обеспечит динамичный экономический рост с повышением уровня и качества жизни населения. Проведение налоговых реформ всегда связано с большими трудностями. Практически невозможно полностью удовлетворить интересы всех сторон налогообложения: реализовать намерения государства, приспособить фискальный режим к коммерческим интересам бизнеса, обеспечить социальные идеалы справедливости и общественного благосостояния.

Провозглашение Украиной курса на европейскую интеграцию нуждается в особом подходе к реформированию налоговой системы, который должен вывести её на уровень развития стабильных стран Европы. К сожалению, сегодня отечественная налоговая система не способствует уменьшению теневого сектора экономики, распространению коррупции и социальной несправедливости в обществе.

Анализ исследований и публикаций. В период формирования основ механизма рыночных отношений (современный период развития украинской экономики) усиливается регулирующая роль государства в развитии экономики. Первым, кто это заметил и сделал соответствующий прогноз, был немецкий экономист А. Вагнер (1835-1917). Он разделил экономику на два сектора – государственный и частный и сформулировал закон возрастающей государственной активности. В соответствии с последним во всех странах, где быстро развиваются рыночные отношения, государственные расходы должны увеличиваться. Кроме того, по мнению А. Вагнера, в условиях рынка именно государственная финансовая политика определяет социальный и научно-технический прогресс. Вместе с тем эти процессы не должны вмешиваться в производственно-финансовую деятельность хозяйствующих субъектов. Государство должно создать необходимые условия для функционирования рыночных механизмов и с их помощью регулировать экономические процессы.

Вопросы интеграции налоговой системы Украины к требованиям ЕС были рассмотрены в работах Демиденко Л.Н., Кучковской М.В. Исследованию внешнеэкономических связей и их влиянию на социально-экономическое развитие посвящены работы Задои А А., Макогона Ю.О., Михайлова В.С., Карпухной И.А. и др.

Гармонизацию налоговых систем стран-членов ЕС, а также её влияние на развитие налоговых систем стран СНГ исследовали в своих работах Румянцев А.П., Вартанова О.В. Анализ

существующей системы налогообложения и возмещения НДС, а также основные тенденции налогового регулирования внешнеэкономической деятельности выполнены в публикациях Калинеску Т.В., Дмитриченко Л.И., Кмитя В.М. и др. [4].

Основное направление исследований авторов по вопросам налогообложения внешнеэкономической деятельности включает вопросы взимания НДС при импорте и налогообложения при экспорте товаров, порядка возмещения НДС при экспорте, аспекты автоматического возмещения НДС субъектам внешнеэкономической деятельности. Авторы отмечают, что на сегодня в Украине наиболее остро стоит проблема возмещения экспортного налога на добавочную стоимость. Процесс возврата экспортного НДС по налоговому законодательству Украины является очень затяжным и усложненным, поэтому на законодательном уровне данную операцию нужно совершенствовать и регулировать для того, чтобы оперативно возвращать НДС субъектам внешнеэкономической деятельности.

Постановка задачи. Ни одна национальная экономика не может эффективно развиваться без четкой и прозрачной налоговой системы и взаимодействия налоговых отношений. Основными недостатками, свойственными налоговой системе Украины, являются: большое налоговое бремя; налоговые льготы; сложность и непрозрачность налогового регулирования; высокие административные затраты при сборе налогов. Одной из основных проблем современной украинской налоговой системы является ее несоответствие основным научным принципам оптимальности налоговой системы. Нормативно-правовая база по вопросам налогообложения в Украине долгое время оставалась запутанной и непонятной. Налоговый кодекс должен был внести стабильность в бизнес, уверенность в том, что налоги не будут изменяться в ближайшем времени, а, также, что будет установлен мораторий на постоянные поправки. Но Налоговый кодекс содержит в себе достаточно большое количество противоречий, из-за которых сложно создать благоприятные условия реализации эффективных принципов налогообложения. [1]. Оценка эффективности того или иного законодательного положения в отношении налогообложения должна производиться путем детального анализа конкретной ситуации применения и тщательного прогнозирования возможных последствий: как положительных так и негативных. Налог на добавочную стоимость – один из наиболее противоречивых в налоговой системе Украины. Противоречивость НДС как со стороны научной обоснованости, так и в контексте его администрирования особенно ярко проявляется при налогообложении внешнеэкономической деятельности. Задачей исследования является анализ экономических предпосылок и экономической сущности добавочной стоимости, мотивационного и стимулирующего факторов НДС, обоснование путей совершенствования механизма начисления и администрирования НДС, в том числе во внешнеэкономической деятельности.

Изложение материалов и результаты. На постсоветском пространстве налог на добавочную стоимость впервые появился в России – в январе 1992 года. С самого начала было видно, что объектом налогообложения является не добавочная стоимость, а что-то другое, налог в исчислении приобретал неоднозначность. В Украине этот вид налога был введен в декабре 1992 года – по содержанию похожий на российский налог. До 2010 года в украинский закон «О налоге на добавочную стоимость» было внесено около полторы сотни поправок. Принятие Налогового кодекса 10 декабря 2010 года должно было сыграть важную роль в решении актуальной проблемы устранения сложностей, существующих в украинской практике налогообложения, и способствовать формированию эффективной национальной налоговой системы. Несмотря на то, что в отношении НДС в налоговом кодексе существенно скорректированы многие статьи предыдущего закона, эти изменения коснулись, в-основном, терминологии; механизмы начисления, взимания и администрирования налога остались прежними.

Самым большим парадоксом налога на добавочную стоимость является так называемое «бюджетное возмещение». В тексте предыдущего закона разъяснялось, что бюджетное возмещение возникает якобы как результат чрезмерной уплаты этого вида налога в бюджет. Однако даже по самому смыслу, который предусматривает возможность так называемой чрезмерной уплаты, такой метод начисления налога с дальнейшим его возвращением является противоречивым и выглядит абсурдно. Смысл этого парадокса состоит в том, что плательщик налога, требует возврата этого налога из бюджета – бюджетного возмещения – якобы за чрезмерную уплату этого налога независимо от того, был ли уплачен этот налог плательщиком НДС в бюд-

жет или был уплачен другому субъекту хозяйственной деятельности. Каждый здравомыслящий человек скажет, что это не налог, налог должен поступать только в бюджет.

Если проследить механизм взимания и возмещения НДС в контексте принципов рыночной экономики, то становится понятным, что такой механизм противоречит этим принципам по следующим причинам.

Во-первых, возмещение НДС из бюджета осуществляется не тем субъектам хозяйствования, которые его (этот налог), якобы чрезмерно уплатили. А это противоречит принципу равенства субъектов налогообложения и недопущения любых проявлений налоговой дискриминации, декларируемому Налоговым кодексом.

Во-вторых, плательщиками НДС оплачивается в бюджет не вся сумма НДС, а только разница между налоговыми обязательствами и налоговым кредитом, начисленными в течение отчетного периода, а сам НДС оплачивается не в бюджет, а фирме-поставщику (товаров, материалов, полуфабрикатов, услуг). То есть, чрезмерная уплата НДС в бюджет (если она существует) возникает не у отдельного плательщика, а в цепочке платежей поставщикам. Таким образом, теряется адресность законодательной, а, следовательно, и рыночной мотивации налога. Это создает значительные проблемы в администрировании налога и многочисленные злоупотребления при начислении и возмещении.

В-третьих, по смыслу начисления, согласно Налоговому кодексу, НДС добавляется к рыночной цене товара или услуги. Такой механизм также противоречит здравому рыночному смыслу, так как рыночная цена – это и есть та категория, которая аккумулирует (по назначению и смыслу) все затраты и прибыли, в том числе и налоги. Известно, что при увеличении налогов (любых) изменяется рыночное равновесие со стороны предложения и рыночная цена растет, то есть все налоги (в том числе НДС, налог на прибыль, акциз и др.) находятся «внутри» рыночной цены, а не прибавляются к ней.

Если мы говорим о налоге на добавочную стоимость, то объектом налогообложения, естественно, должна быть сама добавочная стоимость. А величина этого налога должна определяться процентом (нормой налога) от добавочной стоимости. Такой налог справедливый, так как поставлен в прямую зависимость от добавочной стоимости (дохода). Поэтому он может и должен быть главным - основным в системе налогообложения.

Согласно экономическому смыслу понятие добавочной стоимости соответствует увеличению стоимости продукции в процессе производства на конкретном предприятии и определяет его реальный вклад в создание стоимости конкретного продукта. Именно такой смысл понятия добавочной стоимости положено в основу измерения валового внутреннего продукта (ВВП), как суммы добавочных стоимостей на каждой стадии производства продукта.

Таким образом, это понятие конкретно, т.е. оно четко определяется относительно субъекта создания такой добавочной стоимости и измеряется как разница между денежным объемом реализации по фактическим (рыночным) ценам и стоимостью материальных затрат на производство и реализацию продукции. С точки зрения действия рыночного механизма такая добавочная стоимость является объективной категорией, так как соответствует смыслу рыночного ценообразования. Добавочная стоимость в НДС-налогообложении по своему смыслу является общегосударственной наценкой, механизм оплаты которой слишком усложнен сквозными взаиморасчетами в разнообразнейших схемах поставщиков-потребителей.

Это создает ситуацию, когда существует «круговая порука» и «коллективная ответственность» (безответственность) за оплату или неоплату НДС в бюджет с одной стороны, а с другой стороны имеем адресность (избирательность) бюджетного возмещения.

В стране существует целая система налогов и сборов. Товаропроизводитель сможет уплатить эти налоги и сборы в конце-концов только со своего дохода, созданного им же. Других источников для уплаты налогов и сборов в природе цивилизованных товарно-денежных отношений просто не существует. Это означает, что налоги и сборы составляют часть дохода. Вторая часть дохода, созданного товаропроизводителем, естественно, должна принадлежать товаропроизводителю. Это чистый доход товаропроизводителя, т.е. сумма его зарплаты и прибыли.

Теоретически государство могло бы обойтись всего лишь одним налогом - налогом с дохода товаропроизводителей (налогом на добавочную стоимость), будь это государственное предприятие или частное (мелкое, среднее или крупное), с соответствующей нормой налога (ставкой налога), обеспечивающей жизнедеятельность нетоварной сферы производства (управление

государством, армия, бесплатные учебные и медицинские учреждения, пенсии и т.д. в том числе и резерв). В действительности имеем множество налогов и сборов; у каждой страны - своя история налогов и сборов. Ценность их состоит в том, что государство, вводя, например, налог с дохода, по сути предоставляет обществу информацию о доходах товаропроизводителей; теперь общество может анализировать - кто и как работает, за счет чего получает доход и т.д. Вводя налог с прибыли, общество будет иметь информацию (если обществу будет доступна такая информация) о том, рационально ли товаропроизводитель использует свою прибыль.

Вместо определения добавочной стоимости (дохода), как логичного объекта налогообложения, законом объявлены объектом налогообложения «операции», то есть поставка товарной продукции. Одни операции являются объектом налогообложения, другие - не являются таковыми, третьи - освобождаются от налогообложения, к четвертым относятся те, которые одновременно являются и объектом налогообложения и освобождены от налогообложения, а к пятым операциям относятся экспортные поставки.

В США еще в 60-х годах прошлого столетия, когда этот вид налога появился во Франции, считали, что он противоречит Конституции США. Ведь по замыслу французов философией этого налога должно быть ограничение - сдерживание перепроизводства некоторых товаров, что означало: через налог государство делало производство некоторых товаров - невыгодным.

Чтобы рынок был цивилизованным, то есть, чтобы он не превращался в стихию, хаос - игру без правил, государство обязано вмешиваться в эту игру - устанавливать правила игры (законы) и следить за исполнением этих правил. Но при этом, вмешательство государства не должно приводить к выгодности-невыгодности производства некоторых товаров, полезных людям. Основная функция государства в цивилизованных странах заключается в защите страны, защите прав человека, а в экономике - способствовать ее развитию, то есть способствовать созданию высокопроизводительных технологий производства по уменьшению себестоимости продукции, созданию приоритета для цивилизованной конкуренции, созданию экологически чистой среды обитания, развитию науки и культуры - этой первоосновы и новых технологий и достойной жизни в обществе.

Наиболее проблематичным вопросом НДС является норма нулевой ставки налога при выполнении экспортных операций субъектами ВЭД. Следствие нулевой ставки - бюджетное возмещение. Отсутствие НДС во внешней торговле и наличие на внутреннем рынке приводят к искривлению сути рыночной цены как категории общего измерителя в условиях свободной торговли. Представим, что товар, который стоит в украинском магазине, например 120 гривен, бесприбыльно (с нулевой рентабельностью) экспортировали в другую страну, где отсутствует подобный НДС, а также исключили из цены различные посреднические, транспортные, торговые наценки. Такой товар на полках иностранного магазина будет стоить не 120, а 100 гривен (в эквивалентной валюте по рыночному курсу). Таким образом, условиями действующего законодательства вводится механизм преференций для экспортеров в виде возможности демпинга на внешнем рынке (относительно внутренних цен). При этом такая возможность обеспечивается (покрывается) искусственно завышенными ценами внутреннего рынка.

Кроме того, непрозрачность и сложность начисления предприятиями-экспортерами бюджетного возмещения порождает широкие возможности для завышения сумм бюджетного возмещения. Сегодня суммы задолженности украинского бюджета по возврату НДС экспортерам превышают 40 млрд грн. Не удивительно, что по условиям существующего механизма примерно 30% этой суммы, то есть 12 млрд грн считаются приписками. В таких условиях механизм автоматического возврата НДС будет порождать лишь новые трудности.

Выводы и направления дальнейших исследований. В нынешних условиях чрезвычайно актуальними являются вопросы детенизации национальной экономики, задействования предпринимательской инициативы, экономического потенциала субъектов хозяйствования именно в направлении развития, в том числе путем обеспечения равных стартовых условий конкуренции. В этой ситуации целесообразной является замена базы налогообложения добавочной стоимости с цены продукции на добавочную стоимость в понимании ее объективной категории.

Список литературы

1. Налоговый кодекс - Налоговый кодекс Украины от 02.12.2010 г. № 2755-VI.

2. Закон № 959 - Закон Украины от 16.04.91 г. № 959-XII «О внешнеэкономической деятельности».

3. **Ковальчук М.** Новації податкового кодексу України – основа гармонізації до європейських стандартів / Юридичний журнал. – 2011. - №2.– С.1–12.

4. **Кміть В.М.** Вдосконалення механізму адміністрування ПДВ як запорука фінансової безпеки України // Економіка та управління підприємствами машинобудівної галузі: проблеми теорії та практики. - 2008. - № 2.– С.113 – 123.

Рукопись поступила в редакцию 18.03.13

УДК 622.271

А.В. РОМАНЕНКО, д-р техн. наук., И.А. ГАМАЛИНСКИЙ, А.Ю. ГУК, Б.Т. ДРАГУН ,
ГП «ГПИ «КРИВБАССПРОЕКТ»

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ КАРЬЕРА ОАО «ЮГОК»

Освещен вопрос перспективы развития карьера ОАО «ЮГОК» при вовлечении в разработку запасов руды, расположенных в перемычке

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В процессе отработки карьера значительная часть руды остается в перемычке между карьерами ОАО «ЮГОК» и № 3 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог». В научно-исследовательской работе рассмотрен вариант наиболее полного извлечения полезного ископаемого из недр. Кроме того, при отработке перемычки добычные работы и доставка горной массы производятся с вышележащих горизонтов, что повышает экономическую эффективность отработки месторождения.

Анализ исследований и публикаций. Научно-исследовательская работа «Исследование направлений реконструкции транспортных схем вывозки горной массы с глубоких горизонтов карьера ОАО «ЮГОК» с учетом их перспективного развития» выполнена институтом «Кривбасспроект» совместно с ЧП «КРИВБАССАКАДЕМИНВЕСТ». Основные положения методики выбора и оценки видов карьерного транспорта отражены в работах академиков Н.В. Мельникова и В. В. Ржевского, профессоров М. В. Валюта, М. Г. Новожилова, Б. В. Фаддеева, Б. П. Юматова, А. С. Фиделева, В. С. Хохрякова, И. Г. Потапова, кандидатов технических наук Б.А. Симкина, Ю.А. Чернегова и др.

В Украине большое внимание вопросам экономической эффективности при проектировании карьеров (в том числе оценке выбора вида транспорта и транспортных схем) было уделено в работах следующих выдающихся ученых: Астафьева Ю.П., Бызова В.Ф., Близнюкова В.Г, Вилкула Ю.Г, Гуменика И.Л, Дриженко А.Ю., Жукова С.А, Завсегдашнего В.А, Ковальчука В.А, Четверика М.С, Шапара А.Г. и др.

Постановка задачи. Актуальной задачей всех горнодобывающих предприятий является наиболее полное извлечение полезного ископаемого из недр и повышение эффективности работы за счет уменьшения транспортных расходов.

Изложение материала и результаты. Скелеватское Магнетитовое месторождение приурочено к южному замыканию Западно-Ингулецкой синклинали. В связи с этим границы открытых горных работ по глубине определяются синклинальной структурой рудного тела и конечной глубиной разведки месторождения.

Границы карьера по поверхности определяются контурами рудного тела, выходящими под покрывающие породы, а также примыканием на юге реки Ингулец, протекающей вблизи от карьера, и на севере - границей карьера № 3 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог».

Северный борт карьера до отметки минус 45 м поставлен в конечное положение.

Восточный борт карьера находится в полупогашенном состоянии из-за расположения на нем железнодорожных путей и железнодорожных станций горизонтов минус 90 м, минус 150 м и минус 210 м. Разнесение его сдерживается наличием утвержденной 750-метровой санитарно-защитной зоной.

В полупогашенном состоянии находится и весь западный борт, сформированный в границах проекта отработки до глубины 300 м. На нем расположены железнодорожные коммуникации и станции и линии электропередач.

На южном борту карьера расположены основные железнодорожные коммуникации, связывающие восточный и западный борта карьера, два действующих комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) и комплекс ЦПТ, строящийся на горизонте -210 м.

© Романенко А.В., Гамалинский И.А., Гук А.Ю., Драгун Б.Т., 2013

Горные работы ведутся с 1955 г. Производительность карьера по добыче сырой руды в 2012 г. составила 22,3 млн т. Текущий коэффициент вскрыши - 0,255 м³/т. Предусмотрено увеличение производительности по добыче руды до 30,0 млн. т.

В карьере принята транспортная система разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы. Основной вид транспорта - электрифицированный железнодорожный. С 1987 г. введен в карьер технологический автомобильный транспорт, с грузоподъемностью автосамосвалов 110 т.

При рассмотрении вариантов отработки запасов в контурах существующего проекта были рассмотрены также варианты совместной отработки запасов Скелеватского Магнетитового и Валявкинского месторождений с отработкой существующей перемычки и с производительностью 30,0 и 40,0 млн т сырой руды в год рис. 1.

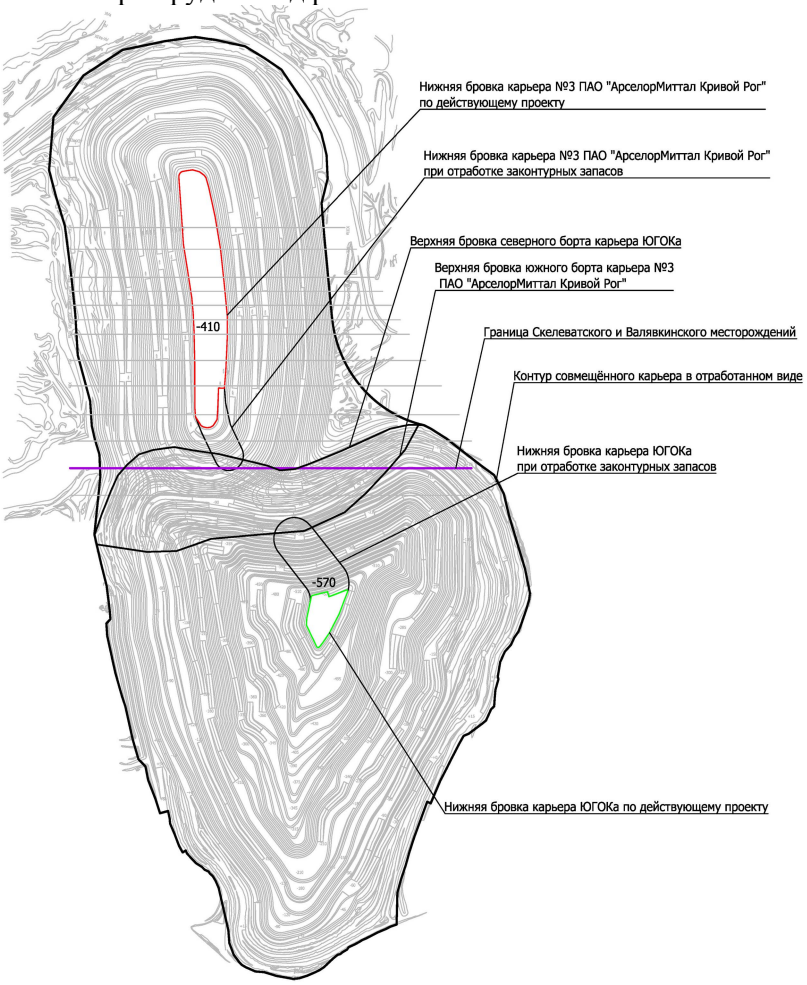


Рис. 1. Схема перспективного развития карьеров ОАО «ЮГОК» и карьера № 3 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог»

В работе выполнен подсчет остатков руды в контурах подсчета запасов, а также в ориентировочных проектных контурах карьера. Для подсчета использовалась геологическая модель месторождения, которая была построена по материалам технико-экономического обоснования кондиций для подсчета запасов. Геологическая модель была ограничена контуром карьера на 01.09.12 г., а также проектным контуром.

Участок представлен железистыми кварцитами Валявкинского и Скелеватского-Магнетитового месторождений, которые разрабатываются соответственно карьером № 3 ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» и карьером ОАО «ЮГОК».

В границах подсчета запасов Скелеватского Магнетитового месторождения карьера «ЮГОК» находится около 447,5 млн т высококачественных руд. Около 265 млн т руды находится в границах подсчета запасов Валявкинского месторождения.

Достоинства варианта при производительности карьера 30 млн т в год по сравнению с действующим проектом:

увеличение запасов руды на 447,5 млн т;

увеличение срока эксплуатации на 15 лет;

повышение эффективности транспортных схем доставки горной массы за счет увеличения срока эксплуатации комплексов ЦПТ на горизонтах -75, -90 и -210 м;

К недостаткам варианта, по сравнению с действующим проектом, следует отнести:

годовой объем вскрыши увеличивается на 0,75 млн $м^3$;

производительность карьера по добыче руды составляет 30 млн т в год, что ниже возможной производственной мощности обогатительных фабрик;

необходимость решения проблемы переноса железнодорожного перегона карьера № 3 ОАО «Арселор Миттал Кривой Рог», находящегося на перемычке.

По варианту с производительностью 40 млн т в год, по сравнению с действующим проектом, достоинствами являются:

увеличение запасов руды на 447,5 млн т;

увеличение срока эксплуатации на 5 лет.

производительность карьера по добыче руды позволяет использовать резервы обогатительных фабрик и увеличить годовые объемы производства концентрата;

повышение эффективности транспортных схем доставки горной массы за счет увеличения срока эксплуатации комплексов ЦПТ на горизонтах -75, -90 и -210 м.

Недостаток варианта – необходимость переноса железнодорожного перегона карьера № 3 ОАО «Арселор Миттал Кривой Рог» находящегося на перемычке.

Для повышения производительности транспортной системы для доставки 40 млн т руды предусматривается строительство дополнительного крутонаклонного подъемника системы POCKETLIFT на горизонте минус 330 м и строительство железнодорожных путей на поверхности от станции «Карьерная» до перегрузочного узла, протяженностью 1900 м.

Сохраняются действующие комплексы ЦПТ горизонтов -75, -90 и -210 м. Дополнительно вводится в эксплуатацию ЦПТ на горизонте -330 м. Предусматривается строительство железнодорожной траншеи по западному борту до горизонта минус 180 м для замены переносимых путей.

В период доработки месторождения будет снижаться производительность с 40 до 10 млн т в год при средней производительности 31,1 млн т в год. Комплексы ЦПТ горизонтов -75 и -90 м ликвидируются.

Данный вариант становится концепцией развития четырех горнообогатительных комбинатов - ОАО «ЮГОК», ОАО «Арселор Миттал Кривой Рог» (для отработки утвержденных и законтурных запасов объединенным карьером), ПАО «ЦГОК» (для переработки на своих мощностях 6 млн т руды, добытой в карьере ОАО «ЮГОК») и КГОКОР (для переработки попутно добываемых окисленных кварцитов).

Выводы и направления дальнейших исследований В результате проведенной работы обосновано наиболее полное и эффективное извлечение полезных ископаемых из недр, при условии соблюдения требований охраны недр и окружающей природной среды.

Совместная отработка запасов Скелеватского Магнетитового и Валявкинского месторождений с ликвидацией существующей перемычки позволит:

прирастить запасы, что, позволит увеличить срок эксплуатации карьера.

добыча руды характеризуется низким коэффициентом вскрышных работ при суммарном коэффициенте вскрыши для двух месторождений не более 0,2 $м^3$/т, что позволит снизить себестоимость добычи руды.

разработка перемычки приведет к увеличению длины фронтов работ, что в итоге позволит в целом увеличить производственную мощность предприятия по сырой руде до 40 млн т в год.

Кроме того, данный вариант становится концепцией развития четырех ГОКов - ОАО «ЮГОК», ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» (для отработки утвержденных и законтурных запасов объединенным карьером), ПАО «ЦГОК» (для переработки на своих мощностях 6 млн т руды, добытой в карьере ОАО «ЮГОК») и КГОКОР (для переработки попутно добываемых окисленных кварцитов).

Исходя из полученных результатов, необходимо выполнить проектные проработки варианта совместной отработки карьеров ОАО «ЮГОК» и ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» для практического решения указанных проблем рационального использования минерального сырья в Украине.

Рукопись поступила в редакцию 18.02.13

УДК 658.589

І.З. ГРИНІВ, старший викладач, КЕІ ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ КРИТЕРІЇВ ВІДБОРУ ВЕЛИКИХ ПЛАТНИКІВ ПОДАТКІВ УКРАЇНИ ДЛЯ ЗДІЙСНЕННЯ ДОКУМЕНТАЛЬНИХ ПЕРЕВІРОК

Удосконалено критерії відбору великих платників податків для здійснення документальних перевірок.

Вступ. Чинним податковим законодавством лишається не врегульованим питання чисельності працівників, які повинні приймати участь в проведенні документальних перевірок. Це питання віддано на «відкуп» посадовим особам органів державної податкової служби. Бувають випадки, коли великі платники податків перевіряються групами працівників державної податкової служби чисельністю понад 50 працівників і більше. Призначається один працівник підрозділу державної податкової служби для здійснення перевірки одного податку. Для перевірки іншого податку призначається інший працівник і т.ін. Питання чисельності працівників органів державної податкової служби є важливим з точки зору ефективності проведення документальних перевірок. Оскільки цілком зрозумілим є те, що не завжди велика кількість працівників органів державної податкової служби, за наслідкам перевірки, здійснить вагомі донарахування податків та зборів за наслідками податкового контролю великого платника податків.

Постановка завдання. Оскільки темою цієї статті передбачено дослідження механізму податкового контролю великих платників податків України, то цілком природно, що в даній роботі, необхідно дослідити такі категорії, як великий платник податків (середній, малий), велике, мале підприємство (підприємництво) з врахуванням законодавчої та нормативної бази, яка існує на теперішній час. А також законодавчої та нормативної бази, яка втратила чинність на час підготовки дослідження, але дозволяє дослідити динаміку зміни вищевказаних категорій. Також, обґрунтувати та проаналізувати критерії оцінки великого платника податків, в контексті здійснення планових, позапланових виїзних документальних перевірок;

Методика досліджень. Відповідно ст. 62 «Підприємство як організаційна форма господарювання» Господарського кодексу України від 16.01.2003р. №436-IV підприємство - самостійний суб'єкт господарювання, створений компетентним органом державної влади або органом місцевого самоврядування, або іншими суб'єктами для задоволення суспільних та особистих потреб шляхом систематичного здійснення виробничої, науково-дослідної, торговельної, іншої господарської діяльності в порядку, передбаченому цим Кодексом та іншими законами. Також підприємства можуть створюватись як для здійснення підприємництва, так і для некомерційної господарської діяльності. Підприємство, якщо законом не встановлено інше, діє на основі статуту. Підприємство є юридичною особою, має відокремлене майно, самостійний баланс, рахунки в установах банків, печатку із своїм найменуванням та ідентифікаційним кодом. Підприємство не має у своєму складі інших юридичних осіб. Згідно ст. 63 «Види та організаційні форми підприємств» Господарського кодексу України від 16.01.2003р. №436-IV підприємства залежно від кількості працюючих та обсягу валового доходу від реалізації продукції за рік можуть бути віднесені до малих підприємств, середніх або великих підприємств. Малими (незалежно від форми власності) визнаються підприємства, в яких середньооблікова чисельність працюючих за звітний (фінансовий) рік не перевищує п'ятдесяти осіб, а обсяг валового доходу від реалізації продукції (робіт, послуг) за цей період не перевищує сімдесяти мільйонів гривень. Великими підприємствами визнаються підприємства, в яких середньооблікова чисельність працюючих за звітний (фінансовий) рік перевищує двісті

© Гринів І.З., 2013

п'ятдесят осіб, а обсяг валового доходу від реалізації продукції (робіт, послуг) за рік перевищує суму сто мільйонів гривень. Усі інші підприємства визнаються середніми.

Податкове законодавство регламентує визначення понять великий (середній) платник податків. Так, згідно розділу І Податкового Кодексу України великим платником податків вважається юридична особа, віднесена до категорії великих платників податків відповідно до критеріїв, установлених центральним органом державної податкової служби. Відповідно до середніх платників податків відноситься юридична особа (незалежно від форми власності), у якої середньооблікова чисельність працюючих за звітний (фінансовий) рік перевищує п’ятдесят осіб, а обсяг доходу від реалізації продукції (робіт, послуг) за цей період перевищує сімдесят мільйонів гривень та, яка не відноситься до категорії великий платник податків, визначеної у цьому Кодексі. Категорія мале підприємство не визначені Податковим Кодексом України. Таким чином, господарські відносини в Україні, які регулюються Господарським Кодексом України, регламентують визначення категорій велике (середнє, мале) підприємства. У той же час в системі податкових відносин, які регулюються Податковим Кодексом України, визначені тільки великі та середні платники податків, а не великі та середні підприємства.

Очевидно, що в сфері податкових відносин політика держави полягає в класифікації підприємств в залежності від рівня сплати податків, (зборів, платежів) та інших показників розроблених центральним податковим органом, наприклад, податкова віддача та податкове навантаження. Звідси і назви великий та середній платник податків.

Однак подібний підхід породжує і певну законодавчу невизначеність. Так, відповідно до ст.11-1 «Підстави та порядок проведення органами державної податкової служби планових та позапланових виїзних перевірок своєчасності, достовірності, повноти нарахування та сплати податків та зборів (обов’язкових платежів) Закону України «Про державну податкову службу» від 04.12.1990, № 509-XII, (частково втратив чинність у зв’язку із прийняттям Податкового Кодексу України), якою регламентувались терміни проведення виїзних планових (позапланових) документальних перевірок суб’єктів господарської діяльності.

Тривалість планової виїзної перевірки не повинна перевищувати 20 робочих днів, а щодо суб'єктів малого підприємництва - 10 робочих днів. Тривалість позапланової виїзної перевірки не повинна перевищувати 10 робочих днів, а щодо суб'єктів малого підприємництва - 5 робочих днів. Подовження термінів проведення планової виїзної перевірки можливе на термін не більш як 10 робочих днів, а стосовно суб'єктів малого підприємництва - 5 робочих днів. Подовження термінів проведення позапланової виїзної перевірки можливе на термін не більш як 5 робочих днів, а стосовно суб'єктів малого підприємництва - 2 робочих дні.

Отже, форми та методи податкового контролю, які будуть застосовуватись при проведенні перевірок будуть залежати від того, який суб’єкт підприємницької діяльності перевіряється, оскільки чинне законодавство передбачає різні терміни проведення перевірок, як для планових перевірок, так і позапланових. Таким чином тривалість проведення тих, чи інших документальних перевірок залежить від класифікації підприємств у відповідності із Господарським Кодексом України. Суттєво не змінилась ситуація і у Податковому Кодексі України. Так у главі 5-3 Податкового Кодексу тривалість певних видів перевірок не повинна перевищувати 30 робочих днів, а щодо суб’єктів малого підприємництва -20 робочих днів.

Терміни проведення перевірок залежить від того, чи є юридична особа суб’єктом малого підприємництва, чи є носієм якогось іншого статусу. Проаналізуємо, як вищевказані категорії регламентуються іншими законодавчими та нормативними документами. Відповідно до ст. 2 «Види підприємств» Закону України «Про підприємства в Україні» від 27.03.1991р. №887-XII, який дату написання дисертаційного дослідження втратив чинність, встановлювалась наступна класифікація підприємств. До малих підприємств належали новостворювані та діючі підприємства з врахуванням галузевих особливостей:

у промисловості та будівництві - з чисельністю працюючих до 200 чоловік;

в інших галузях виробничої сфери - з чисельністю працюючих до 50 чоловік;

у науці і науковому обслуговуванні - з чисельністю працюючих до 100 чоловік;

у галузях невиробничої сфери - з чисельністю працюючих до 25 чоловік;

у роздрібній торгівлі - з чисельністю працюючих до 15 чоловік

В цьому законі, була зроблена спроба поставити в залежність класифікацію підприємства від чисельності працюючих та належності до тієї чи іншої галузі (виробничої сфери). Розроб-

ники вищевказаного закону зробили спробу застосувати більш «гнучку» методику визначення критеріїв оцінки великого підприємства з врахуванням галузевого фактора.

Однак, плутанина з термінами «виробнича діяльність», «промисловість», «роздрібна торгівля», «невиробнича сфера» та відсутність будь-якого взаємозв'язку з основними показниками фінансово-господарської діяльності підприємства роблять і цю методику визначення не ефективною. Наказом ДПАУ від 19.02.1998р. №80 (із змінами та доповненнями), зареєстрованим в Міністерстві юстиції України від 14.12.1998р. №791/3231 затверджений порядок обліку платників податків, зборів, обов'язкових платежів. У цьому наказі наведено наступне визначення великого платника податків:

великий платник податків - це юридична особа, у якої обсяг валового доходу від усіх видів діяльності за звітний рік перевищує сто мільйонів гривень та середньооблікова чисельність працюючих за рік перевищує двісті п'ятдесят осіб або загальна сума сплачених до Державного бюджету України податків по платежах, що контролюються органами державної податкової служби, за рік перевищує двадцять п'ять мільйонів гривень;

показники пункту наведеного вище розраховуються за результатами діяльності платників податків за перше півріччя (дев'ять місяців) звітного року з урахуванням розрахункових показників за друге півріччя (четвертий квартал) звітного року.

Очевидно, що критерії визначення терміну «велике підприємств» тільки за двома показниками (валові доходи за звітний рік та середньооблікова чисельність працюючих за такій же звітний період є не досконалою та поверхневою, оскільки не враховує не тільки велику кількість показників фінансово-господарської діяльності підприємства, а також структуру господарського комплексу та виробництва великого платника податку.

Відповідно до наказу Державного комітету статистики України від 27.07.2007р. №278 «Про затвердження методологічних положень щодо виявлення нетипових підприємств у вибірковому структурному обстеженні малих підприємств» (зі змінами та доповненнями) мале підприємство - підприємство, на якому середньооблікова чисельність працюючих за рік не перевищує п'ятдесяти осіб, а обсяг валового доходу від реалізації продукції (робіт, послуг) за цей же період не перевищує суми, еквівалентної п'ятистам тисячам євро за середньомісячним курсом Національного банку України щодо гривні (відповідно до Закону про підприємництво). Цей наказ, був розроблений на виконання вимог Закону України про підприємництво (на даний час втратив чинність) хоча і передбачає декілька показників оцінки терміну «мале підприємство» (валовий дохід та середньооблікова чисельність працюючих), однак спонукає вважати, всі інші підприємства, які не підпадають під критерії вказаної оцінки визнавати великими підприємства.

Крім того, визначення валових доходів з використанням валютного еквівалента, на мій погляд, є не зовсім коректним, оскільки динаміка зміни валютного курсу за певний звітний період може змінювати величину валового доходу підприємства за цей же звітний період. При певних обставинах це призведе до протиріччя з нормами Господарського кодексу України (ст. 63). Якщо підійти, ще більш прискіпливо, до аналізу вищевказаної проблематики, то на мій погляд, не зовсім тотожними є категорії мале підприємство та суб'єкт малого підприємництва. А центральний податковий орган застосовує взагалі, іншу категорію - великий платник податків. Очевидно, що подібні категорії потребують наукового дослідження в контексті застосування форм та методів податкового контролю з метою подальшої уніфікації на законодавчому рівні. Категорія «мале підприємство» характеризує організаційну форму підприємства, по аналогії з товариством з обмеженою відповідальністю, з відкритим чи закритим акціонерним товариством. Категорія «суб'єкт малого підприємництва» характеризує, на наш погляд, обсяги підприємницької (господарської) діяльності, а категорія «великий платник податків» характеризується перш за все сумою нарахованих (сплачених) податків (зборів, обов'язкових платежів).

Окремої уваги заслуговує наказ ДПА України від 28.03.2008 року №201 «Про затвердження нової редакції Методичних рекомендацій щодо складання плану-графіка проведення планових виїзних перевірок суб'єктів господарювання». Так у п. 3 розділу 1 цього наказу суб'єкти господарської діяльності – юридичні особи підлягають класифікації за наступними класами: великі, середні, малі.

Малими підприємствами визнаються підприємства з обсягами валових доходів за рік до 5 млн. гривень. Усі інші підприємства визнаються середніми. Таким чином в даному норматив-

ному документі критерієм оцінки великого підприємства є територіальна ознака (в якому регіоні здійснює господарську діяльність платник податків) та показник валових доходів, якій коливається в межах від 50 млн.грн. до 20 млн.грн.

Для подальшого дослідження цієї проблематики необхідно звернути уваги на інші показники господарської діяльності підприємства, які при практичному застосуванні податкового контролю великих підприємств України матимуть важливе значення. Так, згідно ст. 2 Закону України від 28.12.1994, № 334/94-ВР "Про оподаткування прибутку підприємств» (втратив чинність) платниками податку на прибуток є філії, відділення та інші відокремлені підрозділи платників податку (далі філії), що не мають статусу юридичної особи, розташовані на території іншої, ніж такий платник податку, територіальної громади.

Платник податку, який має такі філії, може прийняти рішення щодо сплати консолідованого податку та сплачувати податок до бюджетів територіальних громад за місцезнаходженням філій, а також до бюджету територіальної громади за своїм місцезнаходженням, визначений згідно з нормами цього Закону та зменшений на суму податку, сплаченого до бюджетів територіальних громад за місцезнаходженням філій. Сума податку на прибуток філій за відповідний звітний (податковий) період визначається розрахунково, виходячи із загальної суми податку нарахованого платником податку, розподіленого пропорційно питомій вазі суми валових витрат філій та амортизаційних відрахувань, нарахованих по основних фондах такого платника податку, які розташовані за місцезнаходженням філії, у загальній сумі валових витрат та амортизаційних відрахувань цього платника податку.

Вибір порядку сплати податку на прибуток, визначеного цим підпунктом, здійснюється платником податку самостійно до 1 липня року, що передує звітному, про що повідомляються податкові органи за місцезнаходженням такого платника податку та його філій (відокремлених підрозділів). Зміна порядку сплати податку протягом звітного року не дозволяється. При цьому філії (відокремлені підрозділи) подають податковому органу за своїм місцезнаходженням розрахунок податкових зобов'язань щодо сплати консолідованого податку, форма якого встановлюється центральним органом державної податкової служби України, виходячи з положень цього підпункту.

Відповідно до ст. 95 Цивільного Кодексу України від 16.01.2003р. №435-IV філія це відокремлений підрозділ юридичної особи, що розташований поза межами її місцезнаходження та здійснює всі або частину її функцій. Філії та представництва не є юридичними особами.

У розділі І Податкового Кодексу термін відокремлений підрозділ застосовується у значенні, наведеному у Господарському Кодексі. Також, розділом ІІІ Податкового Кодексу передбачено, що платник податків, який має відокремлені підрозділи, які не підпадають під критерії визначені для звітного сегменту та не мають окремого балансу, розташовані на території іншої, ніж такий платник податку, територіальної громади може прийняти рішення щодо сплати консолідованого податку та сплачувати податок до бюджетів територіальних громад за місцезнаходженням таких відокремлених підрозділів, а також до бюджету територіальної громади за своїм місцезнаходженням та зменшений на суму податку, сплаченого до бюджетів територіальних громад за місцезнаходженням.

Таким чином механізм податкового контролю платників податків, які мають відокремлені підрозділи, що знаходяться на території однієї громади, буде мати певні особливості. Для підтвердження цього та більшої наочності слід розглянути структуру господарської діяльності суб’єкта господарської діяльності, який у своїй господарській діяльності використовує відокремлені структурні підрозділи, які знаходяться на території однієї територіальної громади (місто Кривий Ріг) та є консолідованим платником податку на прибуток.

Відкрите акціонерне товариство “Центральний гірничо-збагачувальний комбінат ” є одним з п’яти гірничо-збагачувальних підприємств Криворізького басейну з остаточним циклом підготовки доменної сировини, що включає видобуток руди, її збагачення та огрудкування. Комбінат має повний технологічний цикл від добування сирої руди до виробництва товарного концентрату та залізорудних окатишів - підготовленої сировини для металургійних заводів. Сировинною базою комбінату є родовища залізистих кварцитів - Глеюватське, Петрівське та Артемівське, які експлуатуються відповідно кар’єрами № 1, № 3, № 4 та шахтою ім. Орджонікідзе.

Окрім цього в адміністративну структуру комбінату входить управління залізничного тран-

спорту, яке забезпечує транспортування руди на дробильну фабрику, яка здійснює подрібнення та транспортування руди. Збагачувальна фабрика, яка виробляє окати для доменного виробництва. До складу підприємства входять також підрозділи невиробничого призначення: ремонтно-експлуатаційний підрозділ, підрозділ громадського харчування та оздоровчий комплекс.

Формування податкової звітності на цьому та подібних підприємствах передбачає поетапну підготовку декларацій з податку на прибуток, податку на додану вартість та інших форм податкової звітності, спочатку бухгалтеріями (податковими бюро) відокремлених структурних підрозділів з подальшою передачею їх до бухгалтерії (податкового бюро) головного підприємства.

Всього на ВАТ «Центральний гірничо – збагачувальний комбінат» десять відокремлених структурних підрозділів .

На прикладі цього підприємства та інших подібних підприємств України необхідно застосовувати форми та методи податкового контролю з врахуванням особливостей їх господарської діяльності та з врахуванням кількості відокремлених підрозділів. І одним із критеріїв визначення терміну «великого підприємства», на мій погляд, може служити наявність певної кількості відокремлених структурних підрозділів, які розташовані на тій же території, що і головне підприємство, яке застосовує консолідовану сплату податку на прибуток.

Наступними критеріями визначення терміну «великого підприємства» можуть служити показники податкової та фінансової звітності, про які йтиметься нижче.

У статті 144, 145, 146 розділу ІІІ Податкового Кодексу України дається визначення терміну «амортизація» основних та нематеріальних активів, регламентується розподіл основних засобів та інших необоротних активі за групами, механізм визначення балансової вартості основних фондів та нематеріальних активів, визначаються мінімально допустимі строки корисного використання за певний звітний період та інші питання пов’язані з поліпшенням, модернізацією, капітальним ремонтом основних фондів та нематеріальних активів. фондів, що включаються до складу витрат суб’єкта підприємницької діяльності.

Кількість груп основних засобів та інших необоротних активів, їх структура, методи нарахування амортизації можуть служити наступними критеріями визначення терміну «великого підприємства». Чинним податковим законодавством не передбачено нарахування амортизації по групах основних засобів 1 та 13 (земельні ділянки та природні ресурси). Однак, по групах основних засобів, які залишились (2-16) платник податків може застосовувати п’ять методів нарахування амортизації. Нематеріальні активи класифікуються на 6 груп.

Амортизація нематеріальних активів нараховується аналогічно основним засобам із застосуванням п’яти методів нарахування. Очевидно, що в ході здійснення податкового контролю (документальної перевірки), органом державної податкової служби, термін проведення перевірки необхідно визначати з врахуванням наступних показників:

кількість груп основних засобів та нематеріальних активів;

кількість об’єктів основних засобів та нематеріальних активів, які підлягають амортизації;

кількість методів нарахування амортизації, які застосовує підприємство;

Тому, наявність вищевказаних критеріїв оцінки великого підприємства може служити фактором відбору підприємства для здійснення податкового контролю Окрім цього, на визначення терміну «велике підприємство», на наш погляд, може служити сума балансової вартості основних засобів та нематеріальних активів суб’єкта господарювання на початок звітного періоду виражена в грошовому вимірнику. Сума балансової вартості основних засобів та нематеріальних активів більше за 1 000 000 гривень на початок звітного періоду може свідчити про те, що підприємство має великі виробничі потужності і може відноситись до категорії великих підприємств.

Цей критерій оцінки терміну «велике підприємство», необхідно застосовувати з врахуванням основних засобів, які знаходяться на консервації та не приймають участі на даному етапі розвитку підприємства в господарській діяльності. При цьому не є важливим, яка частина основних засобів відноситься до виробничої та невиробничої сфери.

Оскільки податковому контролю підлягають усі основні засоби та нематеріальні активи, які рахуються на балансі підприємства на момент здійснення податкового контролю. Суб’єкти соціальної інфраструктури великих підприємств (дитячі табори, санаторії, будинки відпочинку та інші) теж підлягають податковому контролю в частині здійснення основної діяльності та витрат на їх утримання та експлуатацію.



Рис.1. Запропонований автором механізм визначення термінів проведення документальних перевірок

Наступним критерієм, який може характеризувати термін «велике підприємство» може виступати показник величини отриманих підприємством фінансових кредитів, як в гривнях, так і в іноземній валюті.

Фінансовий кредит, відповідно до статті 1 «Визначення термінів» Закону України про прибуток - кошти, які надаються банком-резидентом або нерезидентом, кваліфікованим як банківська установа згідно із законодавством країни перебування нерезидента або резидентами та нерезидентами, які мають статус небанківських фінансових установ, згідно із відповідним законодавством, а також іноземними урядами або його офіційними агентствами у позику юридичній або фізичній особі на визначений строк, для цільового використання та під процент.

Видами забезпечення фінансового кредиту є застава, поручительство, гарантія і для отримання кредитних ресурсів банкам-кредиторам, як резидентам, так і нерезидентам надається фінансово-економічна інформація (бухгалтерській баланс, звіти, бізнес-плани тощо). Тому кредитні ресурси в сумі 1 000 000 мільйон в конвертованій валюті та в сумі 10 000 000 гривень можуть надаватись тільки підприємству на балансі якого знаходяться великі майнові та грошові активи.

Отже, показник суми отриманих фінансових кредитів в гривнях та у валютному еквіваленті, може виступати критерієм оцінки терміну «велике підприємство».

Автором статті, з врахуванням вищевикладеного, запропонована інша методологія відбору великих платників податків для проведення документальних перевірок із наступним плануванням термінів проведення таких перевірок. (див. рис.1).

Список літератури

1. **Андрущенко В.Л.** Західна фінансова думка про природу державних фінансів // Фінанси України.-1996. -№9
2. **Андрущенко В.Л**. Камералістика: витоки фіскально-адміністративної науки // Вісник податкової служби України.-2003.-Квітень-травень.
3. **Андрущенко В.Л.** Фінансова думка Заходу в XX столітті. (Теоретична концептуалізація і наука проблематика державних фінансів) / В.Л.Андрущенко. – Львів: Каменяр, 2000. – 303 с.
4. **Андрющенко В.Л. Федосов В.М**. Запорізька Січ як український феномен.-К.:Заповіт,1995. -173с.
5. **Василик О.Д.** Теорія фінансів: Підручник.-К.:НІОС,2003.-416с.
6. **Василик О.Д.** Податкова система України: Навч.посіб.-К.:Поліграф
7. Вишневський В. Принципи оподаткування: обгрунтування та емпірична перевірка /В.Вишневський // Економіка України. – 2008. – № 10. -- С. 55.
8. [Електронний ресурс].-Режим доступу : www.rada.gov.ua
9. [Електронний ресурс].-Режим доступу : www.kmu.gov.ua
10. [Електронний ресурс].-Режим доступу : www.minfin.gov.ua

Рукопис подано до редакції
УДК 332.49:34

О.В. СВІТЛИЧНИЙ, аспірант*, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТЕОРЕТИКО-ПРАВОВІ ЗАСАДИ МІСЦЕВОГО ЕКОНОМІЧНОГО РОЗВИТКУ В УКРАЇНІ

У статті досліджено теоретико-правові основи місцевого економічного розвитку в Україні: територіальний устрій, землеустрій, систему планування територій.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Терміни «місцевий економічний розвиток» або «місцевий економічний розвиток міст» у чинному законодавстві України не визначаються і тому потребують додаткової дефініції.

У цьому контексті місцевий економічний розвиток (МЕР) слід розуміти як процес, до якого долучається місцева влада або певна агенція чи організація, що діє від імені місцевої влади, з метою покращення спроможності територіальної громади (зазвичай села, селища, міста) здійснювати економічний прогрес як у кількісному, так і у якісному вимірах. Ключовим в цьому визначені є те, що слово «місцевий» вживається на противагу слову «регіональний» і передбачає здійснення заходів з економічного розвитку в межах певної адміністративно-територіальної одиниці країни – села, селища чи міста. Також звертаємо увагу, що словосполучення *економічний розвиток громади* та *місцевий економічний розвиток*, хоча й схожі, але не є синонімами, попри той факт, що значна частина літературних джерел не розрізняють ці два терміни. На практиці цілком можливо, що заходи з економічного розвитку громади можуть фактично бути і заходами з місцевого економічного розвитку - якщо спільні ідеї та цінності поділяє також і влада відповідної адміністративно-територіальної одиниці (села, селища, міста).

Нормативно-правова база України стосовно МЕР не містить законів прямої дії, тому для цілей даного дослідження економічний механізм був структурований за блоками.

Законодавство України розглянуто як систему, що включає блоки актів законодавства за сферами, які важливі для реалізації МЕР:

територіальний устрій: регіон та населені пункти - як основа для діяльності органів влади;

засади землеустрою, державного земельного кадастру та містобудівної діяльності - як основа для планування розвитку територій та населених пунктів;

система планування розвитку територій та населених пунктів - як основа системного та прогнозованого розвитку територій та населених пунктів;

повноваження органів влади національного, регіонального та місцевого рівнів щодо реалізації МЕР - як основа ресурсного забезпечення та головна рушійна сила МЕР.

По кожному з цих напрямів законодавча база України містить численні акти, що прямо чи опосередковано створюють умови для МЕР, визначають та регулюють діяльність його учасників та інструменти МЕР. Крім зазначених напрямів, існує великий масив законодавства, що не може не враховуватись при плануванні МЕР, стосуючись окремих його аспектів (соціальна політика, зайнятість та соціально-трудові відносини, громадські послуги, стандарти, екологічна політика, законодавство з окремих видів економічної діяльності).

Також по кожному з напрямів до законів додаються нормативно-правові акти КМУ та органів центральної виконавчої влади (постанови, розпорядження, рішення, накази), що мають вплив на МЕР.

У межах чинного законодавства України окремий пласт нормативно-правових умов МЕР формується й на регіональному та місцевому рівнях: нормативно-правові акти місцевих органів виконавчої влади, ОМС, а також регуляторні акти територіальних представництв центральних органів виконавчої влади. Викладені положення становлять вихідні та обмежуючі позиції проведеного аналізу, тому аналіз законодавства здійснювався тільки за позиціями, суттєвими для контексту МЕР.

Аналіз досліджень та публікацій. Правову основу адміністративно-територіального устрою в Україні встановлює Конституція України від 28.06.1996 р. Спеціального закону про те-

* © Світличний О.В., 2013

риторіальний устрій України на цей час немає, незважаючи на таку вимогу Конституції України. Вирішення питань адміністративно-територіального устрою відбувається згідно з Порядком, затвердженим Указом Президії Верховної Ради Української РСР від 12.03.1981 р. Систему адміністративно-територіального устрою України складають: Автономна Республіка Крим (АРК), 24 області, райони, міста, райони в містах, селища і села. Міста Київ та Севастополь мають спеціальний статус, який визначається окремими законами України.

За класифікацією, яка діє з часів Української РСР, населені пункти, які є на її території, поділяються на міські і сільські. До міських населених пунктів належать міста республіканського, обласного, районного підпорядкування і селища міського типу, до сільських - села і селища незалежно від їх адміністративної підпорядкованості.

Стаття 1 Закону України «Про стимулювання розвитку регіонів» встановлює, що регіон - це територія Автономної Республіки Крим, області, міст Києва та Севастополя. Території, які відносяться до *місцевого рівня*, законами не визначені. Відповідно, можна припустити, що наведене в звіті «Еволюція місцевого економічного розвитку в Канаді – аналіз концепцій, практичні рішення та кращі практики», визначення «місцевого» рівня як рівня села, селища чи міста не йде всупереч з існуючим законодавством України.

У системі моніторингу реалізації генеральної схеми планування території України, до *регіонального* рівня включені: АРК, області та райони, до *місцевого* - мм. Київ, Севастополь, Сімферополь, обласні центри та міста обласного значення. Віднесення міст до певних категорій (республіканського, обласного, районного підпорядкування та селищ) передбачено класифікацією, успадкованою з радянських часів. Конституція України лише передбачає можливість віднесення міст до певних категорій, не називаючи їх.

Постановка завдання. Метою статті є дослідження теоретико-правових основ місцевого економічного розвитку в Україні. Визначення концептуальних основ його формування та поділу на складові елементи, а також розвиток його методологічної основи, що забезпечить його доцільність та підвищить ефективність.

Викладення матеріалу та результати. Для застосування «МЕР» в українському контексті необхідно визначити поняття «місцевий рівень» у системі територіального устрою.

Враховуючи положення українського законодавства та визначення МЕР, прийняте у світовій практиці, для цілей аналізу МЕР доцільно користуватися наступними тлумаченнями:

регіональний рівень - це територія АРК, області, району, міст Києва та Севастополя;

місцевий рівень - це територія міст (окрім Києва та Севастополя), сіл та селищ, тобто населених пунктів.

Об’єднання адміністративно-територіальних одиниць є виключною компетенцією Верховної Ради України. Водночас, земельне законодавство дозволяє територіальним громадам сіл, селищ, міст об'єднувати на договірних засадах земельні ділянки комунальної власності для виконання спільних проектів. Також законодавство дозволяє добровільне об'єднання територіальних громад сусідніх сіл за рішенням відповідних місцевих референдумів. Однак, межі населених пунктів, які входять до складу такої «об’єднаної» громади, змінюватися не можуть без прийняття відповідного закону. Рішення про добровільне об’єднання дозволяє створювати спільні ОМС, формувати спільний бюджет, об'єднувати комунальне майно.

Україні, як і іншим країнам, притаманні тенденції територіальної інтеграції, обумовлені сучасними виробничо-економічними, соціальними та екологічними процесами. Це спричиняє появу територіальних утворень, що виходять за рамки адміністративної автономності (агломерації, транскордонні та євро регіони, території зі спеціальним економічним режимом, територіальні об’єднання різних типів тощо). Їх теж потрібно брати до уваги для аналізу МЕР.

Процес просторового розвитку територій має безпосередній економічний контекст, адже від нього залежить господарська діяльність усіх економічних суб’єктів на відповідній території, надходження інвестицій, а також соціальна комфортність та маркетингова привабливість.

Питання землеустрою та державного земельного кадастру як встановлення меж населених пунктів (визначення територій, на які розповсюджується повноваження органів виконавчої влади та органів місцевого самоврядування) та розмежування земель державної та комунальної власності є основою для містобудівної діяльності та МЕР.

Межі адміністративно-територіальної одиниці (АТО) встановлюються в порядку, визначеному законом, та посвідчуються державним актом України. Відомості про межі державного

кордону України, межі АТО, нормативну грошову оцінку земель, розташованих у межах територій АТО, економічну оцінку земель, обмеження у використанні земель, вносяться до Державного земельного кадастру на підставі рішення відповідного органу державної влади чи ОМС про встановлення і зміну меж АТО та про затвердження документації із землеустрою та з оцінки земель, яка є підставою для внесення таких відомостей. Землі в межах території АТО є об'єктом державного земельного кадастру. У табл. 1 визначено, до компетенції яких органів віднесено питання встановлення та зміни меж АТО.

Таблиця 1

Повноваження органів влади щодо встановлення та зміни меж адміністративно-територіальних утворень

Встановлення та зміна меж адміністративно-територіальних одиниць	Органи, які приймають рішення про встановлення та зміну меж адміністративно-територіальних одиниць
Районів і міст	Верховна Рада України за поданням Верховної Ради Автономної Республіки Крим, обласних, Київської чи Севастопольської міської рад
Сіл, селищ	Верховна Рада Автономної Республіки Крим, обласні, Київська чи Севастопольська міські ради за поданням районних та відповідних сільських, селищних рад
Районів у містах	Міська рада за поданням відповідних районних у містах рад

Слід зазначити, що питання визначення меж міст є компетенцією Верховної Ради України і встановлюється виключно законом.

Земельний кодекс України наділив територіальну громаду села, селища, міста правом на землю. Право розпорядження землями територіальних громад мають відповідні ради. Право комунальної власності на землю посвідчується державним актом. Форма такого акту встановлена для різних суб'єктів права в Україні, крім територіальної громади, що для ОМС створює організаційні перепони у питаннях розпорядження землями територіальної громади. Слід очікувати змін у цій ситуації зі вступом в дію Закону України «Про Державний земельний кадастр», оскільки наявність такого акту має стати обов'язковою для усіх АТО, особливо для цілей оренди землі.

Районні чи обласні ради відповідно до законодавства розпоряджаються землями, що є спільною власністю їх територіальних громад. Законодавство передбачає можливість об'єднувати на договірних засадах земельні ділянки комунальної власності територіальним громадам сіл, селищ, міст, але управління у цьому випадку вони передають обласним (районним) радам. За цих умов самі територіальні громади та відповідні ради втрачають право на розпорядження відповідними землями.

Декілька сільських населених пунктів (включаючи селища) можуть мати одну територіальну громаду. В Україні поширена ситуація, коли межі сіл, селищ, міст не встановлені, відповідно, й права їх територіальних громад на землю не закріплені. В такому разі планування містобудування (розроблення генеральних планів населених пунктів) не узгоджується з питаннями землеустрою і є неефективним. Тобто, орган, що уповноважений розпоряджатися землями територіальної громади (сільська, селищна, міська рада), має затверджувати генеральні плани кількох населених пунктів, що знаходяться на землях комунальної власності такої територіальної громади. У свою чергу, у комунальній власності перебувають усі землі в межах населених пунктів, крім земель приватної та державної власності, а також земельні ділянки за їх межами, якщо на них розташовані об'єкти комунальної власності.

При цьому, на території сіл, селищ, міст, районів, областей можуть бути об'єкти нерухомості, що перебувають у сфері управління обласних, районних державних адміністрацій та державних органів. Тому виникає питання розмежування земель державної та комунальної власності, як в межах окремих населених пунктів (сіл, селищ, міст), так і за їх межами (на території району чи області). За даними Аналітичного центру АМУ з часу прийняття ЗУ «Про розмежування земель державної та комунальної власності» (2004 р.) станом на початок 2011 р. розмежовано 0,6% від загальної площі земель, які підлягають розмежуванню (затверджено 71 проект землеустрою на розмежування 163,41 тис. га земель, при тому, що загальна площа земель, що підлягає розмежуванню - 29181,62 тис. га).

Роботи зі встановлення меж земельних ділянок – найбільш технічно складний та вартісний етап робіт із землеустрою. Передбачено, що витрати, пов'язані з розмежуванням земель державної та комунальної власності, здійснюються за рахунок коштів відповідних бюджетів пропор-

ційно. Але з Державного бюджету ці роботи практично не фінансуються. За розрахунками вище зазначеного Центру потреба у фінансуванні робіт з розмежування земель становить 730 млн. грн. В середньому вартість проекту розмежування земель становить від 60-70 тис. грн. для сільської ради до 10 млн. грн. для міських рад. Враховуючи, що частка видатків місцевих бюджетів, спрямованих на захищені статті становить 80-90%, зрозуміло, що фінансування робіт із землеустрою за рахунок місцевих бюджетів практично неможливе.

Містобудівна діяльність включає прогнозування розвитку населених пунктів і територій, планування, забудову та інше використання територій, проектування, будівництво об'єктів містобудування, спорудження інших об'єктів, реконструкцію історичних населених пунктів, реставрацію та реабілітацію об'єктів культурної спадщини, створення інженерної та транспортної інфраструктури.

Відносини у сфері містобудівної діяльності регулюються Конституцією України, Цивільним, Господарським і Земельним кодексами України, Законами України «Про Генеральну схему планування території України», «Про основи містобудування», «Про регулювання містобудівної діяльності», «Про архітектурну діяльність», «Про землеустрій» та іншими нормативно-правовими актами.

Законодавство встановлює вимоги для здійснення містобудівної діяльності з дотриманням основних завдань щодо забезпечення сталого розвитку населених пунктів та екологічної безпеки територій. Для розуміння особливостей реалізації МЕР слід звернути увагу, що держава регулює містобудівну діяльність, встановлюючи серед іншого вимоги щодо: 1) планування територій на загальнодержавному, регіональному та місцевому рівнях; 2) підготовки, затвердження та реалізації державних, регіональних і місцевих містобудівних програм, містобудівної документації. У табл. 2 наведено систему містобудівної документації для планування територій.

Як видно з табл. 2, на регіональному рівні територіальне планування прив'язане до території регіону загалом і носить характер схем, а на місцевому - до конкретних населених пунктів та має вираження у вигляді планів.

У даний час ведеться активна робота з розробки регіональних схем планування. Розроблено схеми по 6 регіонах (АРК, Вінницька, Львівська, Миколаївська, Одеська, Черкаська області), триває розробка схем і у інших областях.

Таблиця 2

Система планування територій включає розроблення такої містобудівної документації:

Рівень планування	Вид документації	Відповідальний за розроблення та затвердження
Загальнодержавний	Генеральна схема планування території України	Кабінет міністрів України
Регіональний	Схема планування території на регіональному рівні, що визначає принципові рішення щодо розвитку, планування, забудови, використання територій адміністративно-територіальних одиниць та їх окремих частин	АРК (розроблення), обласні, районі ради (розроблення та затвердження), МДА (організація розроблення і подання на затвердження відповідних рад)
Місцевий	Генеральний план населеного пункту, що визначає принципові рішення щодо розвитку, планування, забудови та іншого використання території населеного пункту	Сільські, селищні, міські ради
	План зонування території (зонінг), що визначає умови та обмеження використання території для містобудівних потреб у межах визначених зон	Сільські, селищні, міські ради
	Детальний план території, що визначає планувальну організацію та розвиток території	Виконкоми сільських, селищних, міських рад або за відсутності затверджених в установленому законом порядку планів зонування території – відповідні ради
	Плани червоних ліній, визначення пунктів геодезичної мережі, існуючих та запроектованих вулиць, доріг, майданів, які розділяють території забудови та території іншого призначення	Виконкоми сільських, селищних, міських рад - забезпечення розробки і подання на затвердження рад

Прикладом однієї з найбільш вдалих розробок вважають Схему планування території Львівської області - прикордонного регіону з розвиненими міждержавними економічними

зв'язками, транзитною зоною з перспективним проходженням міжнародних європейських транспортних коридорів [1].

На місцевому рівні генеральні плани мають такі міста як Київ, Харків, Донецьк, Дніпропетровськ, Запоріжжя, Одеса, Севастополь, Сімферополь, район Великої Ялти, Алушта та інші. Основним елементом генерального плану стає пошук територій для приватного будівництва в існуючих межах населених пунктів. Головними економічними важелями, що визначатимуть планувальні рішення у перспективі, мають стати вартість землі, інвестиційна привабливість території, раціональність функціонального використання земельних ділянок.

Система державних, регіональних і місцевих містобудівних програм передбачає можливість запровадження програм розвитку регіонів та населених пунктів, програм господарського, соціального та культурного розвитку, інвестиційних програм розвитку населених пунктів і територій. У контексті містобудівної діяльності, усі ці програми повинні узгоджуватися з містобудівною документацією відповідного рівня. Отже, якщо схеми та плани містобудівної документації є застарілими, то саме вони мають бути розроблені та затверджені паралельно з розробкою програм та стратегій розвитку АТО. На жаль, це не відбувається сьогодні.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, земельне законодавство не створює стимулів для об'єднання земель територіальних громад для реалізації спільних проектів. Тобто, землі комунальної власності територіальної громади не співпадають з межами населених пунктів. Відповідно, проблемою у сфері землекористування залишається питання фактичного розмежування державних та комунальних земель. Переважна кількість населених пунктів (у більшості випадків середні та малі міста) мають генеральні плани, що були розроблені та затверджені у 1975-1980 роках і сьогодні вже втратили свою актуальність. На них практично не може орієнтуватись стратегія та інші інструменти МЕР.

Список літератури

1. Збірник «Регіональний розвиток та просторове планування територій: досвід України та інших держав-членів Ради Європи» / Кол. авт.: В**.С. Куйбіда, В.А. Негода, В.В. Толкованов**. – К.: Вид-во «Крамар», 2009. – 170 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.13

УДК 336.7+338.4

О.А. ЗІНЧЕНКО,[·] д-р економ. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТЕОРЕТИКО- МЕТОДОЛОГІЧНІ ПІДХОДИ ДО УДОСКОНАЛЕННЯ МЕХАНІЗМУ УПРАВЛІННЯ ФІНАНСОВОЮ САНАЦІЄЮ ПІДПРИЄМСТВА

Удосконалено підходи до проведення фінансової санації підприємства шляхом виокремлення інституційних, функціональних та фінансово-економічних складових організаційно-економічного механізму управління санацією. Наведено характеристику таких складових, охарактеризовано їх вплив на результати санації.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У сучасних умовах господарювання, коли значна кількість підприємств знаходиться в стані фінансової кризи, питання антикризового управління та управління фінансовою санацією підприємств є вельми актуальними.

Для вирішення таких питань фінансовим менеджерам підприємств необхідно мати ефективний інструментарій щодо функціонування механізму управління фінансовою санацією, який сприятиме виведенню підприємства з фінансової кризи, досягненню стабільної конкурентоспроможності. Саме від цього залежать перспективи розвитку як підприємств зокрема, так і економіки країни в цілому.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблеми управління фінансовою санацією підприємства, особливо в останні декілька років, після загострення світової фінансової кризи, покладені в основу досліджень великої кількості закордонних та вітчизняних науковців та практиків. Більшість з них вивчає сутність санації та методи формування механізму її здійснення.

· © Зінченко О.А., 2013

Так, І.А. Бланк із санацією ототожнює заходи щодо фінансового оздоровлення підприємства, які реалізуються з допомогою сторонніх юридичних, а також фізичних осіб і спрямованих на попередження оголошення підприємства-боржника банкрутом і його ліквідації [1].

М.І. Титов у монографії, присвяченій матеріально-правовим та процесуальним аспектам банкрутства, пропонує дати таке визначення санації: санація – це оздоровлення неспроможного боржника, надання йому фінансової допомоги з боку власника майна, кредиторів та інших юридичних і фізичних осіб (у тому числі зарубіжних), спрямованих на підтримку діяльності боржника і запобігання його банкрутству [2].

Економічний словник тлумачить поняття «санація» як систему заходів, здійснюваних для запобігання банкрутств промислових, торговельних, банківських монополій, визначаючи, що санація може відбуватися злиттям підприємства, яке перебуває на межі банкрутства, з потужнішою компанією; випуском нових акцій або облігацій для мобілізації грошового капіталу; збільшенням банківських кредитів і наданням урядових субсидій; перетворенням короткострокової заборгованості в довгострокову; повною або частковою купівлею державою акцій підприємства, що перебуває на межі банкрутства [3].

Редакція Закону „Про відновлення платоспроможності боржника або визнання його банкрутом", прийнята у 1999 р., трактує санацію як систему заходів, передбачених процедурою провадження справи про банкрутство з метою запобігання ліквідації боржника і спрямованих на оздоровлення його фінансового стану, а також на задоволення в повному обсязі або частково вимог кредиторів шляхом кредитування, реструктуризації боргів та капіталу і (або) зміною організаційної та виробничої структури боржника. [4].

Своє тлумачення поняття «санація» має і Національний банк України: «Санація (режим фінансової санації) представляє собою - це система не примусових і примусових заходів, спрямованих на збільшення обсягів капіталу до необхідного рівня протягом визначеного періоду з метою відновлення ліквідності та платоспроможності й усунення порушень, які призвели комерційний банк до збиткової діяльності або скрутного фінансового стану, а також наслідків цих порушень [5].

Найбільш поширеним серед економістів є визначення санації як сукупності усіх можливих заходів, які здатні привести підприємство до фінансового оздоровлення. Подане визначення втілює комплексний підхід до даного поняття, є універсальним і всебічно висвітлює економічну сутність санації підприємств.

Однак у більшості наукових розвідок мало уваги приділено питанню оптимізації використання організаційних та економічних важелів функціонування механізму управління фінансовою санацією підприємства. Це свідчить про актуальність теми, а відтак зумовило вибір напряму дослідження в науковому і практичному аспектах.

Мета наукової статті. Метою дослідження є розробка теоретичних, методологічних положень і практичних рекомендацій щодо формування організаційних та економічних елементів механізму управління фінансовою санацією в сучасних економічних умовах.

Результати дослідження. Організаційно-економічний механізм управління фінансовою санацією підприємства базується на використанні системи принципів, методів, управлінських і організаційно-економічних заходів, та іншого інструментарію, спрямованого на ефективне управління санацією та включає в себе призначення, мету, задачі, принципи створення, часовий інтервал дії, структуру, задачі й результат діяльності кожного блоку механізму.

І саме від формування дієвого фінансового механізму здійснення санації залежить ефективність виконання комплексу відповідних функціональних завдань, спрямованих на виведення підприємства із кризового стану.

Формування організаційно-економічного механізму формування фінансової стратегії на підприємстві повинне базуватись на комплексному та системному підході, який обґрунтовує наявність його елементів, конкретне встановлення функцій цих елементів та порядку їх реалізації, розробці відповідної системи принципів, методів та організаційних заходів. Оптимальною є розробка організаційно-економічного механізму, що включає в себе конкретні методики та інструкції щодо його впровадження, а також забезпечення чіткої реалізації сенаторами і фінансовим менеджментом підприємств їх функцій.

Організаційно-економічний механізм управління фінансовою санацією підприємства має безліч модифікацій. Він повинен змінюватися відповідно до тих вимог, які виникають в

результаті санування підприємства. Такий організаційно-економічний механізм постійно повинен удосконалюватись у всіх його елементах і деталях.

У теперішній час подальше удосконалення організаційно-економічного механізму управління фінансовою санацією підприємства дозволить вирішити наступні завдання: забезпечити відновлення ліквідності, платоспроможності та прибутковості підприємства;

досягти його стабільної та перспективної конкурентоспроможності;

забезпечити максимальну віддачу від санаційних заходів;

відновити оптимальний соціальний і екологічний рівень виробництва тощо.

Функціонування організаційно-економічного механізму управління фінансовою санацією підприємства повинне здійснюєватись у рамках стратегії і тактики управління фінансами підприємства з дотриманням вимог нормативно-правової бази, що регламентує процедуру санації.

Організаційні та економічні методи такого управління тісно взаємопов'язані зі стратегією і тактикою управління фінансами, і здійснюються вони через орган управління санацією.

На рис. 1 представлено організаційну складову такого механізму.

Як видно з рис.1., доцільно в ході управління фінансовою санацією акцентувати увагу на таких базових організаційних етапах її проведення, а саме:

на розробці санаційної концепції та плану санації;

на організації проведення санаційного аудиту;

на впровадженні організаційних, фінансових, виробничо-технічних, соціальних, екологічних та інших управлінських заходів проведення санації підприємства.

Вирішальне значення для успішного проведення фінансового оздоровлення підприємства є організація ефективного управління санацією.

Управління санацією доцільно досліджувати у двох аспектах: інституційному та функціональному.

Інституційно управління санацією здійснюється фізичними та(або) юридичними особами, які уповноважені власниками суб'єкта господарювання чи силою закону провести фінансову санацію підприємства, тобто здійснювати фактичне управління підприємством на період його оздоровлення.

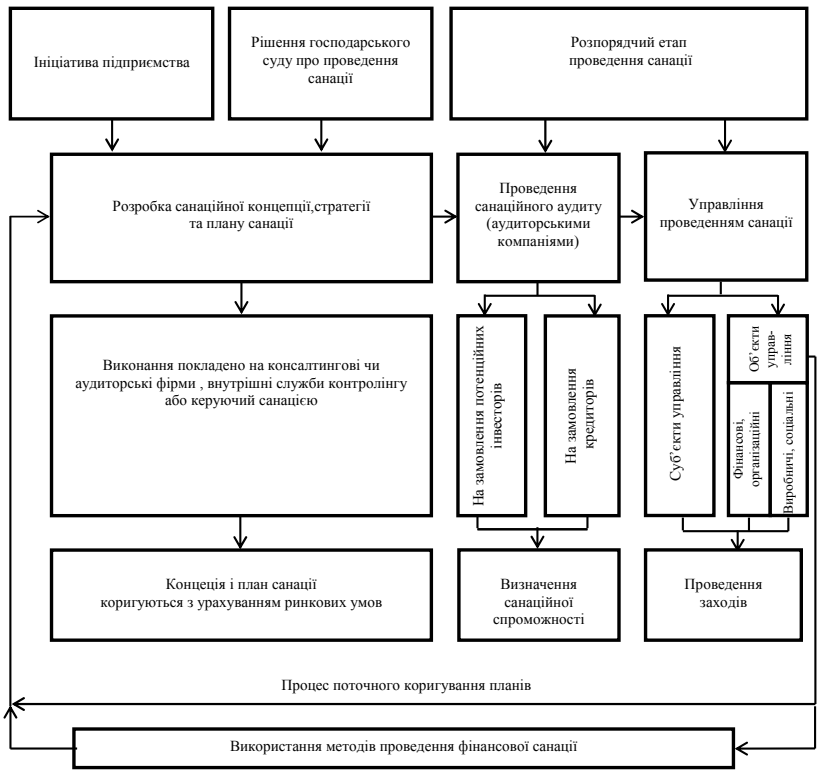


Рис. 1. Організаційні складові проведення фінансової санації

До таких осіб можна віднести контролюючі органи, консультантів, аудиторів, керуючих санацією, представників кредиторів-менеджерів, а також колишнє керівництво підприємства.

Функціональний елемент фінансового механізму управління санацією представляє собою системне ефективне здійснення заходів з метою запобігання банкрутству та фінансового оздоровлення підприємства (рис. 2).

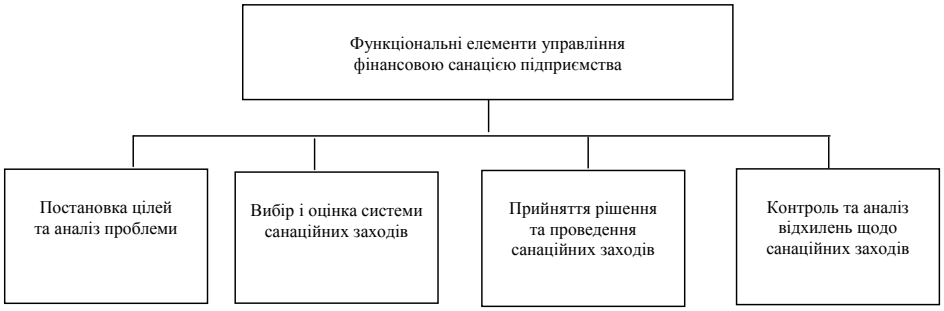


Рис. 2.Функціональні елементи управління фінансовою санацією підприємства

Такі функціональні елементи управління санацією є важливими етапами управлінського циклу, які у процесі санації підприємства циклічно повторюються.

Важливо також в процесі дослідження виокремити фінансово-економічні елементи управління фінансовою санацією підприємства (рис. 3).

Ефективність будь-якого організаційно-економічного механізму в значній мірі залежить від діючого на підприємстві рівня нормативно-правового, інформаційно-організаційного, соціально-економічного та екологічного забезпечення відповідної системи. При цьому важливо, щоб такі види забезпечення на підприємстві постійно удосконалювались.



Рис 3. Фінансово-економічні елементи управління фінансовою санацією підприємства

Моніторинг всієї сукупності чинників, які пов'язані з фінансовим станом підприємства, і постійний комплексний аналіз їх дії, роблять організаційно-економічний механізм гнучким та адаптивним до зовнішніх і внутрішніх умов розвитку і дозволяють корегувати процес санації підприємства відповідно до поставлених перед ним завдань.

Спираючись на мету і завдання санції, всі заходи формуються на засадах оцінки фінансового, техніко-економічного рівня підприємства, структури і специфіки його виробництва.

Важливим аспектом управлінських рішень в галузі забезпечення впровадження фінансової санації підприємства виступає також їх методичний і регламентаційний супровід у вигляді

певної сукупності матеріалів і документів. Ефективність результатів проведення санації визначається відповідними організаційно-економічними критеріями.

У процесі досягнення цілей фінансової санації суб'єкти управління повинні виконувати функціональні управлінські заходи, спрямовані на вирішення таких фінансових питань:

забезпечення формування достатнього обсягу фінансових ресурсів для безперебійного функціонування підприємства;

забезпечення ліквідності та стійкої платоспроможності, а також ефективного використання сформованого обсягу фінансових ресурсів у розрізі основних напрямів, діяльності підприємства;

досягнення оптимальності управління грошовими потоками;

досягнення максимальної величини та якості прибутку при зниженні венчурності інвестування виробничо- економічної діяльності;

оптимізація співвідношення активи-прибуток-ефективність-ризик;

дотримання золотого правило фінансово-економічного розвитку підприємства, а також золотого правила системного розвитку підприємства, які забезпечують врахування у єдності основних економічних і фінансових критеріїв розвитку підприємства, в основу яких покладено зростання власного капіталу та ринкової вартості підприємства, а також формування оптимальних пропорцій в системі балансу підприємства і забезпечення конгруентності строків, на які мобілізуються фінансові ресурси;

забезпечення стійкої конкурентоспроможності діяльності підприємства в майбутніх періодах.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, запропоновані в роботі теоретико-методичні підходи щодо удосконалення управління фінансовою санацією підприємства шляхом виокремлення інституціональних, функціональних та фінансово-економічних складових організаційно-економічного механізму такого управління сприятимуть більш ефективному здійсненню процесу виведення підприємств із кризового стану. Запропонований механізм дозволить отримати найбільш чітку картину кризового фінансового стану підприємств, спрогнозувати розвиток окремих факторів, що представляють загрозу банкрутства, та їх негативні наслідки, а також конкретизувати форми і методи майбутнього фінансового оздоровлення підприємств.

Список літератури

1. **Бланк И. А**. Финансовый менеджмент: учебный курс / И. А. Бланк. – [2-е изд., перераб. и доп.]. – К.: Эльга, Ника-Центр, 2004. – 656 с.

2. **Титов М. І.** Банкрутство: Матеріально-правові та процесуальні аспекти / За наук. ред. В. М. Гайворонського. — Х.: Консум, 1997.-326 с.

3. Енциклопедичний словник бізнесмена: Менеджмент, маркетинг, інформатика/За заг. ред. М.І. Молдованова. - К.: Техніка, 1993.-543 с.

4. Закон України "Про відновлення платоспроможності боржника або визнання його банкрутом" N 2343-XII від 14 травня 1992 року. зі змінами та доповненнями [Електронний ресурс]. – Режим доступу : www.rada.gov.ua

5. Постанова правління НБУ „Про затвердження положення про застосування Національним банком України заходів впливу до комерційних банків за порушення банківського законодавства" від 04.02.98 №38.- зі змінами та доповненнями [Електронний ресурс]. – Режим доступу : www.rada.gov.ua

Рукопис подано до редакції 01.04.203

УДК 622.012:330.142.211.4

В.А. КАЛИНИЧЕНКО, д-р техн. наук, проф., Е.В. КАЛИНИЧЕНКО, канд. эконом. наук, доц., Л.В. СПИВАК[·], преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

КОНЦЕПЦИЯ АМОРТИЗАЦИОННОЙ ПОЛИТИКИ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА СОВРЕМЕННОМ ЭТАПЕ

Предложены новые направления инвестиционной деятельности горных предприятий. Показаны условия формирования амортизации на предприятиях горнодобывающего комплекса, проведен анализ используемых методов амортизации.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Воспроизводство основных фондов горнорудного предприятия один из важнейших факторов активизации инвестици-

· © Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В., Спивак Л.В., 2013

онной деятельности в горной промышленности Украины. В настоящее время обновление, модернизация и замена устаревшего оборудования, становятся главными факторами повышение отдачи основных фондов, роста прибыли, производительности труда и в конечном счете увеличения экономического потенциала горнорудной отрасли.

Горнодобывающая промышленность относится к числу базовых отраслей Украины, а предприятия отрасли являются экспортно-ориентированными. Это предопределяет приоритетное развитие технического перевооружения действующих горных предприятий с целью повышения эффективности горного производства в целом. Основные производственные фонды - важнейшая часть средств производства и поэтому они играют решающую роль в экономике горного предприятия. Так, в частности, хозяйственная деятельность горного предприятия оценивается в зависимости от объема, сохранности и эффективности использования производственных фондов. Стоимость производственных фондов в горнорудной промышленности исчисляется десятками миллиардов гривен и постоянно увеличивается; темпы её роста составляет примерно 20-25% в год.

Анализ исследований и публикаций. Основным источником воспроизводства основных фондов являются амортизационные отчисления и часть прибыли направляемая на расширенное воспроизводство средств труда и поэтому их формированию должно быть уделено особое внимание со стороны системы управления. Решения данной проблемы осуществляется как на общегосударственном уровне [1], так и на уровне исследования отдельных вопросов формирования амортизационной политики предприятий. Однако вопросам формирования амортизационной политики предприятия с учетом различных нормативных сроков эксплуатации горной техники, внедрению лизинга как формы воспроизводства основных фондов, не уделено должного внимания.

Постановка задачи. Горнорудные предприятия с подземным способом разработки имеют ряд специфических особенностей. Основная из них - значительное влияние на физический износ оборудования оказывают горно-геологические условия разрабатываемого месторождения: мощность и угол падения рудного тела, крепость и буримость пород, характер вмещающих пород, их водоносность, горное давление и др. Кроме объема добычи руды, предусмотренного производственной программой на текущий период, предприятия выполняют комплекс горнопроходческих работ. Постоянный рост (с начала 90-х годов) коэффициента износа основных фондов горнодобывающих отраслей обусловленный диспропорцией между их выбытием и вводом, привел к накоплению на горных предприятиях устаревшего оборудования, технико-экономический уровень и степень использование которого весьма низкие.

Причины низкой эффективности воспроизводства основных фондов:

недостатки формирования структуры парка горной техники (особенно вспомогательного оборудования);

неоправданный рост цен на горную технику;

низкая надежность оборудования и невысокое качество ремонта оборудования.

Анализ статических данных по основным фондам показывает тотальный износ основных фондов базовой отрасли до 80-90%, Украина вышла на 3 место в мире по травматизму по статистике ООН, что тоже связано с физическим износом техники. Неоправданный рост цен на горную технику сопровождается удорожанием воспроизводства единицы мощности (производительности) и снижением фонда отдачи. Для устранения этих причин необходимо выполнить комплекс мер, которые реально будут способствовать воспроизводству основных фондов. К их числу необходимо отнести: правильный выбор метода амортизации, возврат к нормативным срокам службы горного оборудования, внедрение лизинга в связи с «нехваткой» собственных средств, а также стимулирующая льгота по налогу на прибыль предприятий, применение метода ускоренной амортизации - это реальный источник воспроизводства основных производственных фондов.

Таким образом, целью данной работы является развитие научных основ улучшения инвестиционной деятельности горных предприятий на основе совершенствования амортизационной политики предприятий, с учетом использования новых рыночных инструментов.

Изложение материала и результаты. Введение в действие П(С)БУ 7 «Основные средства» с 1 июля 2000 г., которое отменило трехлетнее табу на амортизацию в бухгалтерском учете и дало возможность предприятию самостоятельно решать такие вопросы, как определение сро-

ка эксплуатации основных средств, выбор метода амортизации основных средств и определение ликвидационной стоимости объекта не изменило амортизационной политики горных предприятий. Метод начисления амортизации на горных предприятиях Кривбасса (подземные горные работы) существовавший до 2012 г., по методу определенному законом «О налогообложении прибыли предприятий» [2] (налоговый метод), был нецелесообразным для горной техники. Нормы амортизации в налоговом методе экономически не обоснованы и не отражали тяжелых условий эксплуатации машин в горной промышленности, а также были установлены без привязки к нормативным срокам эксплуатации.

Например: Погрузочная машина ППН-3 - 3-я группа основных фондов, годовая норма амортизация – 15%, а с 01.01.2004 – 24%. Амортизационный период по налоговому методу составлял ≈ 4,2 года, в то время как нормативный срок для ППН - 2,5 года.

Проведенный анализ статистических данных начисления амортизации за 2011 г. «Картотека основных средств производства» по шахтам ПАО «КЖРК»: «Родина», «Гвардейская», им. Ленина, «Октябрьская», ПАО «ЕвразСуха Балка»: им. Фрунзе, «Юбилейная», показал, что все эти предприятия продолжали использовать налоговый метод для начисления бухгалтерской экономической амортизации. Распространение налогового метода начисления амортизации на бухгалтерский учет не давало ожидаемого экономического результата, так как база для начисления амортизации не совпадала, а значит, и отличались суммы амортизации. Например, проценты по кредитам, полученным на приобретение основных средств, П(С)БУ 7 не позволяет относить к первоначальной стоимости, а налоговый метод, наоборот, требовал это делать.

Существующие 5 методов [3] начисления амортизации для бухгалтерских целей тоже не отражают экономических интересов горного предприятия, так как не позволяют в кратчайшие сроки сформировать собственные ресурсы для воспроизводства основных фондов. Определение срока полезного использования объекта основных фондов согласно П(С)БУ 7 «Основных средств» [3] носят рекомендательный характер, то есть опять не учитывают нормативные сроки службы горного оборудования.

Экономическая роль амортизации состоит в фактическом возмещении стоимости действующих основных средств воспроизводства, в то же время амортизационные отчисления (экономическая бухгалтерская амортизация) отражает реальное обесценивание основного капитала горных предприятий в ходе производства и относится на расходы их деятельности. Таким образом, предприятия из-за такой амортизационной политики лишили себя возможности сформировать собственные резервы для воспроизводства основных средств и повышения эффективности производства.

Внедрение лизинга как новой формы рынка средств производства играет важную роль для обновления технической базы горных предприятий. Лизинг это предпринимательская деятельность направленная на инвестирования собственных или привлеченных финансовых средств. Отличие лизинга от аренды состоит в том, что фирма (лизингодатель), как правило, оборудование не забирает назад. Через некоторое время горное предприятие (заказчик) выкупает его по остаточной стоимости. Объектом лизинга могут быть машины, оборудование, транспортные средства, различная техника.

В современных условиях хозяйствования, когда основные фонды горных предприятий полностью (физически и морально) устарели и требуют замены, лизинг может сыграть важную роль для обновления технической базы горных предприятий и стать едва ли не единственным инструментом финансирования.

И наконец, горным предприятиям необходимо воспользоваться стимулирующей льготой по налогу на прибыль до 2017 года согласно закона «О стимулировании инвестиционной деятельности в приоритетных отраслях экономики Украины», который вступил в силу с 1 января 2013 года, а также получить право на применение метода ускоренной амортизации основных средств [1].

На рис. 1 предложены основные направления воспроизводства основных фондов горной отрасли.

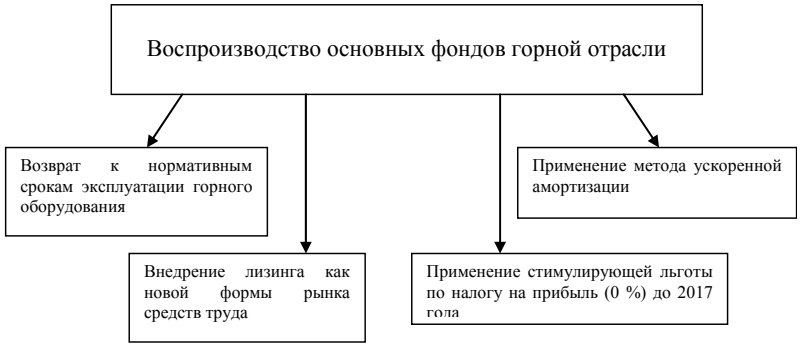


Рис. 1. Основные направления воспроизводства основных фондов горной отрасли

Выводы. На основе результатов проведенного анализа авторами предлагаются следующие мероприятия:

создать экономическую и правовую базу для внедрения рациональных уровней возмещения и обновления основного капитала горнорудных предприятий, а именно создание нормативного документа в виде инструкции по начислению амортизации на основе П(С)БУ 7, которая должна носить не рекомендательный характер, а установленную методику расчета;

разграничить начисление амортизационных отчислений на горное оборудование в соответствии с экономической и налоговой ролью амортизации;

внедрить прямолинейный метод начисления амортизации согласно П(С)БУ 7, так как суть этого метода заключается в том, что сумма амортизации зависит от срока эксплуатации горной техники (нормативного срока);

при установлении срока службы (эксплуатации) горной техники учитывать интенсивность ее использования и физический износ;

создать банк данных основного капитала горных предприятий по группам в соответствии с характером и нормативными сроками его использования и износа;

внедрить для каждой группы основного капитала экономически обоснованные нормы для начисления экономической амортизации и диапазоны допустимых отклонений, в пределах которых горные предприятия выбирают конкретные нормы экономической амортизации самостоятельно;

использовать лизинг как новую форму рынка основных средств;

воспользоваться стимулирующей льготой по налогу на прибыль [1] до 2017 года;

получить право на применение метода ускоренной амортизации [1];

Ключевую роль при выборе метода начисления амортизации на горную технику должны играть короткие нормативные сроки службы основных фондов, что позволит быстрее обновлять активную часть основных фондов, особенно парк машин и оборудования.

Практическая реализация предлагаемых направлений позволит существенно повысить эффективность воспроизводства основных фондов и обеспечит более высокий уровень накопления капитальных инвестиций.

Список литературы

1. Закон «О стимулировании инвестиционной деятельности приоритетных отраслях Украины» от 1 января 2013 года.
2. Закон «О налогооблажении прибыли предприятий» от 22 мая 1997 года.
3. П(С)БУ 7 «Основные средства» от 1 июля 2000 года.

Рукопис подано до редакції 22.03.13

УДК 622:7

Є.К. БАБЕЦЬ, канд. техн. наук, С.Я. ГРЕБЕНЮК**,** аспірант
НДГРІ, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

РОЗРОБКА ОПТИМАЛЬНОЇ СИСТЕМИ ЦІНОУТВОРЕННЯ НА ЗАЛІЗОРУДНУ ПРОДУКЦІЮ ПРИ ОРГАНІЗАЦІЇ БІРЖОВОЇ ТОРГІВЛІ В СУЧАСНИХ УМОВАХ РИНКУ

Виявлено недосконалість існуючих методів економічної оцінки якості залізорудної продукції. Розроблено інтегральний показник якості залізорудної продукції з метою практичної реалізації при ціноутворенні у збутовій діяльності і біржовій торгівлі, що приводить різні види залізорудної продукції до commodity.

© Бабець Є.К., Гребенюк С.Я., 2013

З 2008 р. розпочався процес створення і апробації елементів біржової торгівлі залізорудною продукцією (ЗРП) в основі якої лежить концепція торгівля стандартизованим товаром - commodity. Commodity - товари, що активно перепродаються на організованих ринках, в тому числі у формі товарних деривативів. Основна торгівля такими товарами концентрується на товарних біржах. Велика частина біржових товарів – це сировина. Серед головних особливостей таких товарів є стандартність споживчих властивостей, взаємозамінність, можливість зберігання, транспортування, дробимість партій. Конкретні екземпляри таких товарів є легко взаємозамінними (або якісно однорідними) і практично не має значення, хто, де і як їх виробив [1].

Перехід від старої системи ціноутворення, що діяла на ринку залізорудної продукції (ЗРП) на протязі 40 років і пов'язаний із цим початок біржової торгівлі ЗРП ознаменували перехід до нової віхи розвитку даного ринку. Проте даний процес є досить складним і довготривалим, вимагає відповідної нормативної та елементної бази, що дозволить покупцям та продавцям впевнено підійти до нової форми ринкової взаємодії, ефективно використовуючи потенціал біржової торгівлі.

Враховуючи те, що економічна ефективність роботи залізорудних підприємств в значній мірі залежить від цінової кон’юнктури ринку ЗРП, необхідним є вирішення ряду важливих економічних проблем, що зумовлені переліченими вище змінами ринкових умов функціонування підприємств.

На 2013 р. в світі вже існує 5 біржових майданчиків, що торгують ЗРП з застосуванням спотових цін, що визначають на основі індексів. В даний час індекси спотових цін розраховують на основі імпортних цін трейдерів ЗРП Австралії, Індії і Бразилії і публікують три компанії в світі: Platts - індекс IODEX, The Steel Index - TSIPIO і Metal Bulletin - MBIOI. Загальним недоліком цих індексів є відсутність обліку неоднорідності ЗРП, що торгується, а також багатьох факторів макросередовища, які мають значний вплив на ціноутворення.

Основною складністю біржової торгівлі ЗРП є параметрична нестаціонарність об’єкту торгівлі, різноманіття продукції та специфічність якості її видів: наявність заліза, корисних і шкідливих домішок, що відрізняють її від однотипного біржового товару - commodity. Якість руди різних виробників може істотно відрізнятися. Так, перш за все, для ЗРП не існує поняття "стандартного" товару, який міг би стати основою біржової торгівлі. З іншого боку процес біржової торгівлі значно ускладнюється і різноманітністю вимог до якісних характеристик ЗРП, що у кінцевому результаті визначають її металургійну цінність (МЦ), яка характеризує вплив якості ЗРП на вартість її споживання.

Основним недоліком існуючих біржових індексів є те, що вони не достатньо враховують неоднорідність ЗРП, адже її якість визначається різними властивостями, тому у постачальників і покупців ЗРП на даний час немає впевненості, що біржові ціни можуть враховувати цю різницю.

Це визначає актуальність вирішення проблеми розробки методики приведення ЗРП до commodity та методики ціноутворення з її використанням.

Виникла необхідність у аналізі досліджень, публікацій з даної теми та суміжних з нею, створенні комплексної методики, що об’єднає у собі найкращий світовий досвід науково-теоретичних і практичних досліджень, а також розвитку бізнес-практики у даному напрямку досліджень.

Аналіз досліджень та публікацій. Якісні характеристики залізної руди і продуктів збагачення являються одними з основних показників у ціноутворенні [2-10]. Тут варто звернути увагу на той аспект, що підкреслював ще К. Маркс у фундаментальному труді «Капітал»: виробництво через продукт опосередковує споживання. Дане правило є справедливим для всіх галузей промисловості і у сучасних економічних умовах. Тому врахування якісної неоднорідності ЗРП можливо лише з позиції оцінки впливу на вартість споживання, адже якість ЗРП проявляється лише у процесі її переробки.

Галузева економічна наука постійно розвивається, проте на даний момент питання ціноутворення на ЗРП на основі приведення якісних параметрів до базової товарної залізної руди через інтегральні показники є майже не дослідженим. Проте окремі суміжні аспекти пов’язаних з питанням, що розглядається, досліджувалися вченими раніше. Значний внесок у дослідження металургійної цінності ЗРП зробили Н.Н. Лук’янчиков, В.И. Кармазін, П.Є. Остапенко, Л.Д.

Гагут [3-7], А.А. Антипін та ін. У цьому контексті на особливу увагу заслуговують сучасні дослідження О.Є. Грицини і Б.Т. Драгуна [8].

В кінці 80-х років інститут Ленгіпромез в рамках проекту перерахунку оптових цін на ЗРП розробив індивідуальні коефіцієнти металургійної цінності в заданих межах зміни цін по відношенню до продукції середньої якості. Але для того, щоб застосувати запропоновану методику, необхідно було мати всі технологічні та економічні дані по агломераційному, доменному виробництву, розміру прибутку залізорудної підгалузі і групі інших показників. У кінцевому рахунку, Ленгіпромезом були визначені ціни в статиці, що обмежило процес впровадження їх в економічну практику. [6]. Це свідчить про неприйнятність подібних методів для цілей ціноутворення у сучасних умовах, що характеризуються постійно мінливими економічними ринковими ситуаціями. Тому даний методичний підхід, що характерний для більшості методик визначення МЦ не тільки СНД [2-7], а і світової практики [10] не може бути застосований при приведенні ЗРП до commodity у біржовій торгівлі за характеристиками швидкості розрахунків, складності та гнучкості, адже зорієнтований на потреби конкретного підприємства.

Найбільш вагомими недоліками існуючих теоретико-методологічних підходів, пов'язаних з вирішенням даного проблемного питання є наступні:

складність методик, яка полягає у необхідності проведення великих техніко-економічних розрахунків, що потребує значних обсягів інформації і зумовлює додаткові витрати часу і коштів на виконання даних заходів;

недостовірність оцінок через малу вибірку даних (непрезентативних);

неможливість отримання достовірної комерційної інформації від металургійних підприємств в умовах конкуренції (захист її законами про конфіденційність інформації, інш.);

недовговічність моделей, так як коефіцієнти моделей для оцінки МЦ ЗРП [2-7, 10] швидко втрачають економічному актуальність в умовах змін у зовнішньому середовищі підприємств ГМК, що також неодноразово підкреслено іншими авторам [8, 9];

невідповідність цілям торгівлі стандартизованим товаром (commodity) та характеристикам процесів біржової торгівлі, насамперед часовим, а також вимогам застосування до широкого кругу технологічно відмінних металургійних підприємств, що є основними споживачами ЗРП;

неповнота врахування споживчих властивостей ЗРП що зумовлено тим, що в Україні та у більшості країн постсоціалістичного простору традиційно якість агломераційних руд і концентратів відображалась у технічних умовах (ТУ) та прейскурантах, більшість з яких розраховується як МЦ за вмістом одного компоненту (заліза), вологи, без врахування інших хімічних компонентів і гранулометричного складу;

для існуючих методів розрахунку спотових цін (у т.ч. біржових) характерною рисою є непрозорість (неповнота/обмеженість) відкритої інформації щодо методик перерахунку біржових цін на ЗРП при різній якості (так звані «не відтворювані методики»), так як у них вказується лише нормативні значення якісних параметрів ЗРП та граничнодопустимі за характеристиками хімічного і гранулометричного складу відповідних видів ЗРП без моделі розрахунку, лише з тим уточненням, що приплати і знижки розраховуються відповідно до світової бізнес-практики, яка не є єдиною (має відмінності).

Проте, вивчення, застосування та адаптація окремих принципових підходів та окремих елементів наукових методик та прийомів бізнес-практики до визначення цінності ЗРП, що відповідають принципам біржової торгівлі, дозволить отримати комплексну сучасну прозору методику, здатну вирішити проблемне питання приведенні якісно відмінної ЗРП (в рамках виду) до базової товарної залізорудної сировини (commodity) для підвищення ефективності збутової діяльності суб'єктів світового ринку ЗРП у процесі здійснення біржової торгівлі.

Постановка завдання. Основним завданням є створення методики приведення до базової ЗРП на основі вибору форми інтегрального показника при оцінюванні металургійної цінності ЗРП у процесі ціноутворення, яка буде не суб'єктивно вигідною для окремих учасників ринку, а об'єктивно обумовленою особливостями ринку ЗРП на даному етапі його розвитку, забезпечуючи рівні прозорі правила біржової торгівлі на основі спільних справедливих вимог до якості ЗРП, відповідно до обґрунтованої методики, що враховує сегментацію за відповідними видами даної металургійної сировини, а саме:

розробка методики розрахунку інтегрального показника приведення до базової ЗРП – commodity, яка буде відповідати сучасним економічним умовам господарювання суб'єктів ринку ЗРП;

визначення методики використання показника приведення ЗРП до commodity у процессі ціноутворення.

Викладення матеріалу та результати. Ретельність оцінки якості ЗРП світовими споживачами підтверджують чинні світові стандарти (стосовно залізних руд їх 38), за якими оцінюють хімічний склад і фізичні властивості. Основні показниками якості продукції за хімічним складом формують металургійну цінність ЗРП, що визначається вмістом в них корисного компонента (Fe), а також корисних домішок (Mn, Ni, Cr, V, Ti), шкідливих (S, P, As, Zn, Pb, Cu, K, Na) і шлакоутворюючих (Si, Ca, Mg, Al) домішок.

У ДСТУ під якістю продукції розуміється "сукупність властивостей продукції, які обумовлюють її придатність задовольняти певні потреби у відповідності зі своїм призначенням протягом певного часу". Наведене формулювання, потребує уточнення. При вирішенні даного питання необхідно чітко уявляти головну мету, заради якої дається визначення зазначеного поняття. Такою метою, в кінцевому підсумку, є кількісна оцінка і порівняння в грошовому вираженні якості ЗРП через вплив на ціну. В іншому випадку формулювання даного поняття не має практичної цінності.

З метою зменшення ризиків несприйняття (відторгнення) системи ціноутворення, що розробляється, необхідно використати бенчмаркінговий підхід. Він спрямований на використання успішного світового досвіду бізнес-практики у даному напрямку. Так важливо підкреслити високе значення досвіду спеціалізованих компаній, що займаються торгівлею сировинними товарами, у тому числі і ЗРП. У даному напрямку однією з найбільш авторитетніших міжнародних компаній є Metal Bulletin, Platts, The Steel Index і Trafigura, Особливо варто підкреслити цінність методичного підходу Trafigura, яка спеціалізуються саме на торгівлі commodities. Багаторічний досвід успішної діяльності у даній сфері і прогресивна система ціноутворення дозволили досягти значних успіхів і стати світовим лідером в галузі міжнародної торгівлі commodities і логістики.

Тому бенчмаркінговий підхід на основі використання досвіду бізнес-практики Metal Bulletin, Platts, The Steel Index і Trafigura у напрямку приведення до commodity і ціноутворення на її основі має особливу значимість та цінність для забезпечення якнайшвидшого впровадження даної системи з метою підвищення ефективності збутової діяльності.

Авторами пропонується використання нормативно-параметричного методу ціноутворення на ЗРП на основі оцінки якісних характеристик з використанням системи приплат і знижок наведених нижче, аналогічно тим, що використовує у бізнес-практиці Trafigura.

Виходячи з аналізу договірної діяльності компанії Trafigura за 2008-2011[11] роки, авторами виведено відносні коефіцієнти пропорційності приплат і знижок до ціни ЗРП у сухій вазі:

для руди залізної неагломерованої (аглоруди)

Якісні характеристики	Базове / нормативне значення, %/т	Гранично допустиме значення, %/т	Розмір знижки/ приплати до базової ціни аглоруди ($Ц_{агл.рб}^{compt}$, US $), %	Розмір перевищення базової норми вмісту, %/т
Залізо (Fe)	≥ 63.0	56.0	3.31675	1.0
Кремнезем (SiO_2)	≤ 4.5	8.0	0.06633	1.0
Оксид алюмінію (Al_2O_3)	≤ 2.0	3.0	0.06633	1.0
Фосфор (P)	≤ 0.08	0.150	0.03317	0,01
Сірка (S)	≤ 0.08	0.10	0.03317	0,01
Крупність вище 40 мм	≥ 5.0	10.0	0.16584	1.0
Крупність нижче 10 мм	≤ 5.0	10.0	0.16584	1.0
Волога (*W*)	≤ 8.0	10.0	1.5	1.0

Дані коефіцієнти розраховані для середніх світових сучасних умов господарювання металургійного підприємства з доменним процесом, який на даний момент є найбільш поширеним у світі і тому приймаються як базові. Варто підкреслити непропорційність коефіцієнтів доплат та знижок до ціни ЗРП різних видів, що пояснюється законом спадної граничної корисності хімічних елементів та фізичних властивостей ЗРП, які по різному проявляються при використанні у відповідних технологічних процесах. Під дією даного закону окремі властивості кожного виду

ЗРП відповідного виробника проявляються комплексно, тому повинні подаватися у інтегральній формі для співставлення з якістю базового виду ЗРП у параметричній групі.

Наведені коефіцієнти приплат і знижок до ціни ЗРП розраховані для сучасних умов господарювання і відображають вплив окремих компонентів у хімічному складі ЗРП (як залізорудної складової доменної шихти) на зміну замикаючих витрат на її переробку у доменному виробництві. Тому їх кількісне значення може змінюватися з часом, так як витрати у сфері виробництва залежать від великої кількості чинників як на рівні технології (в т.ч. її прогресу) та внутрішнього середовища підприємства (в цілому), так і на мікро- і макро- рівнях функціонування, що прямо чи опосередковано впливають на вартість металургійного переділу, адже підприємство нерозривно пов'язано з середовищем його існування.

Крім того, якість аглоруди повинна відповідати правилам CIQ для залізної руди:

Домішки	Гранично допустиме значення, %
K_2O and Na_2O	0.25
Pb	0.1
As	0.07
Zn	0.1
Cu	0.2
TiO_2	0.1

для концентрату та обкотишів

Якісні характеристики	Базове / нормативне значення, %/т		Гранично допустиме значення, %/т		Розмір знижки/ приплати до базової ціни аглоруди ($Ц^{comm}_{обк.jk}$, $Ц^{comm}_{обк.jk}$, US $), %		Розмір перевищення базової норми вмісту, %/т	
	концентрат	обкотиші	концентрат	обкотиші	концентрат	обкотиші	концентрат	обкотиші
Залізо (Fe)	≥ 66.0	≥ 65.7	63.0	59.0	1,52632	1,75685	1	1
Кремнезем (SiO2)	≤ 7.50	≤ 4.50	9.0	8.5	1,31579	0,14055	1	1
Оксид алюмінію (Al2O3)	≤ 0.60	≤ 0.40	2.0	0.8	1,31579	0,17569	0,1	0,1
Фосфор (P)	≤ 0.02	≤ 0.03	0.06	0.10	0,65789	0,17569	0,01	0,01
Сірка (S)	≤ 0.07	≤ 0.01	0.10	0.06	0,65789	0,10541	0,01	0,01
Діоксид титану (TiO_2)	≤ 0.03	≤ 0.032	0.3	0.15	0,65789	0,10541	0,01	0,01
Втрати при прокалюванні (L.O.I.)	–	≤ 0.19	–	0.90	–	0,10541	–	0,01
Волога *(W)*	≤ 8.0	≤ 2.0	11.0	7.0	1,5	1,5	1	1
Міцність	–	250 кг/обк	–	180 кг/обк	–	–	–	–

Вихідний вираз для розрахунку ціни ЗРП пропонується записати наступним чином:

$$Ц^{comm}_{ijk} = Ц^{comm}_{iб} \cdot k^{comm}_{ijk}, \quad (1)$$

де $Ц^{comm}_{ijk}$ - ціна *i*-го виду commodity ЗРП j-ого виробника для *k*-го споживача, US$/суха метрична тона; $Ц^{comm}_{iб}$ – базова ціна *i*-го виду ЗРП відповідно до The Steel Index, US $/ суха метрична тона; k^{comm}_{ijk} – показник еквівалентності для приведення *i*-го виду ЗРП *j*-го виробника до commodity на основі приплат і знижок до відхилення параметрів від базової (нормативної) якості *i*-го виду ЗРП.

Конкретизуємо даний вираз для основних видів ЗРП, що торгуються на світових ринках даної сировинної продукції:

для руди залізної неагломерованої (аглоруди)

$$Ц^{comm}_{агл.pjk} = Ц^{comm}_{агл.рб} \cdot k^{comm}_{агл.pjk}; \quad (2)$$

для концентрату

$$Ц^{comm}_{конц.jk} = Ц^{comm}_{конц.б} * k^{comm}_{конц.jk}, \quad (3)$$

для обкотишів

$$Ц_{обк.jk}^{comm} = Ц_{обк.б}^{comm} * k_{обк.jk}^{comm}, \quad (4)$$

де $Ц_{агл.pjk}^{comm}$, $Ц_{агл.рб}^{comm}$ - розрахункова (commodity *j*-го виробника) та базова ціна аглоруди на основі офіційних довідкових цін ЗРП, що публікуються TSI для руди залізної неагломерованної 62% Fe, імпорт до Китаю, CFR порт Китаю, US$/ суха метрична тона; $Ц_{конц.jk}^{comm}$, $Ц_{конц.б}^{comm}$ - розрахункова (commodity *j*-го виробника) та базова ціна залізорудного концентрату на основі офіційних довідкових цін ЗРП, що публікуються MBIOI залізорудного концентрату 66% Fe, імпорт до Китаю, CFR порт Китаю, US$/ суха метрична тона; $Ц_{обк.jk}^{comm}$, $Ц_{обк.б}^{comm}$ - розрахункова (commodity *j*-го виробника) та базова ціна залізорудних обкотишів на основі офіційних довідкових цін ЗРП, що публікуються Platts для залізорудних обкотишів 65.7% Fe, Європа, FOB Тубарао, $ цент / суха метрична тона; $k_{агл.pjk}^{comm}$ - інтегральний показник оцінювання МЦ аглоруди *j*-ого виробника у процесі ціноутворення; $k_{конц.jk}^{comm}$ - інтегральний показник оцінювання МЦ залізорудного концентрату *j*-ого виробника у процесі ціноутворення; $k_{обк.jk}^{comm}$ - інтегральний показник оцінювання МЦ залізорудних обкотишів *j*-ого виробника у процесі ціноутворення.

На основі вищенаведених приплат та знижок до ціни концентрату, обкотишів та аглоруди пропонується визначити показник для розрахунку конкурентної ринкової ціни ЗРП як commodity конкретного виду, виходячи з рівня базової ринкової ціни на ринку споживача. Останній визначається на основі офіційних базових цін залізної руди, що публікуються The Steel Index, Metal Bulletin та Platts (US $/ суха метрична тона).

для руди залізної неагломерованої (аглоруди)

$$k_{агл.pjk}^{comm} = 1 + \left[\frac{(Fe_б - Fe_{фj}) * 3{,}31675}{1} + \frac{(Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 0{,}06633}{1} + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 0{,}06633}{1} + \right.$$
$$\left. \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + \frac{(d1_б - d1_{фj}) * 0{,}16584}{1} + \frac{(d2_б - d2_{фj}) * 0{,}16584}{1} + \frac{(W_б - W_{фj}) * 1{,}5}{1} \right] / 100 = \quad (5)$$
$$1 + \left[(Fe_б - Fe_{фj}) * 3{,}31675 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 0{,}06633 + (Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 0{,}06633 + \right.$$
$$\left. \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + (d1_б - d1_{фj}) * 0{,}16584 + (d2_б - d2_{фj}) * 0{,}16584 + (W_б - W_{фj}) * 1{,}5 \right] / 100$$

для залізорудного концентрату

$$k_{конц.jk}^{comm} = 1 + \left[\frac{(Fe_б - Fe_{фj}) * 1{,}52632}{1} + \frac{(Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 1{,}31579}{1} + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 1{,}31579}{0{,}1} + \right.$$
$$\left. \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2б} - TiO_{2фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(W_б - W_{фj}) * 1{,}5}{1} \right] / 100 = \quad (6)$$
$$1 + \left[(Fe_б - Fe_{фj}) * 1{,}52632 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 1{,}31579 + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 1{,}31579}{0{,}1} + \right.$$
$$\left. \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2б} - TiO_{2фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + (W_б - W_{фj}) * 1{,}5 \right] / 100$$

для залізорудних обкотишів

$$k_{обк.jk}^{comm} = 1 + \left[\frac{(Fe_б - Fe_{фj}) * 1{,}75685}{1} + \frac{(Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 0{,}14055}{1} + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 0{,}17569}{0{,}1} + \right.$$
$$\frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}17569}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2б} - TiO_{2фj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(\text{L.O.I}_б - \text{L.O.I}_{фj}) * 0{,}10541}{0{,}01}$$
$$\left. + \frac{(W_б - W_{фj}) * 1{,}5}{1} \right] / 100 = 1 + \left[(Fe_б - Fe_{фj}) * 1{,}75685 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 0{,}14055 + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 0{,}17569}{0{,}1} + \right. \quad (7)$$
$$\frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}17569}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2б} - TiO_{2фj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(\text{L.O.I}_б - \text{L.O.I}_{фj}) * 0{,}10541}{0{,}01}$$
$$\left. + (W_ф - W_{фj}) * 1{,}5 \right] / 100$$

де $Fe_б$, $Fe_{фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст заліза відповідно у аглоруді, концентраті та обкотишах, %; $Si0_{2б}$, $SiO_{2фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст кремнезему відповідно у аглоруді, концентраті та обкотишах, %/ суха метрична тона; $Al_2O_{3б}, Al_2O_{3фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст оксиду алюмінію відповідно у аглоруді, концентраті та обкотишах, %/ суха метрична тона; $P_б, P_{фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст фосфору відповідно у аглоруді, концентраті та обкотишах, %/ суха метрична тона; $S_б, S_{фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст сірки відповідно у аглоруді, концентраті та обкотишах, %/ суха метрична тона; $TiO_{2б}, TiO_{2фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст діоксиду титану відповідно у концентраті, %/ суха метрична тона; $d1_б, d1_{фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) гранулометричний склад крупністю вище 40 мм у аглоруді, %/ суха метрична тона; $d2_б, d2_{фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) гранулометричний склад крупністю нижче 10 мм у аглоруді, %/ суха метрична тона; $\text{L.O.I.}_б - \text{L.O.I.}_{фj}$ - базові та фактичні (*j*-го виробника) втрати при прокалюванні, %/ суха метрична тона; $W_б, W_{фj}$ - базовий та фактичний (*j*-го виробника) вміст вологи відповідно у аглоруді, концентраті та обкотишах, %.

Отриманий на основі застосування запропонованого підходу емпіричний вираз ціни для приведення до базової ЗРП (commodity) неоднорідних за хімічним складом видів ЗРП різних виробників буде мати наступний вигляд:

для руди залізної неагломерованої (аглоруди)

$$Ц^{comm}_{агл.pjk} = Ц^{comm}_{агл.рб} * \{1 + [(Fe_б - Fe_{фj}) * 3{,}31675 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 0{,}06633 + (Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 0{,}06633 + \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + (d1_б - d1_{фj}) * 0{,}16584 + (d2_б - d2_{фj}) * 0{,}16584 + (W_б - W_{фj}) * 1{,}5]/100\} \quad (8)$$

для залізорудного концентрату

$$Ц^{comm}_{конц.jk} = Ц^{comm}_{конц.б} * \{1 + [(Fe_б - Fe_{фj}) * 1{,}52632 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 1{,}31579 + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 1{,}31579}{0{,}1} + \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2б} - TiO_{2фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + (W_б - W_{фj}) * 1{,}5]/100\} \quad (9)$$

для залізорудних обкотишів

$$Ц^{comm}_{обк.jk} = Ц^{comm}_{обк.б} * \{1 + [(Fe_b - Fe_{fj}) * 1{,}75685 + (Si0_{2b} - SiO_{2fj}) * 0{,}14055 + \frac{(Al_2O_{3b} - Al_2O_{3fj}) * 0{,}17569}{0{,}1} + \frac{(P_b - P_{fj}) * 0{,}17569}{0{,}01} + \frac{(S_b - S_{fj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2b} - TiO_{2fj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(\text{L.O.I.}_{2b} - \text{L.O.I.}_{2fj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + (W_b - W_{fj}) * 1{,}5]/100\} \quad (10)$$

Можлива і інша рівнозначна форма запису виразу приведення видів ЗРП до commodity:

для руди залізної неагломерованої (аглоруди)

$$Ц^{comm}_{агл.pjk} = Ц^{comm}_{агл.рб} - \{Ц^{comm}_{агл.рб} * [(Fe_б - Fe_{фj}) * 3{,}31675 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 0{,}06633 + (Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 0{,}06633 + \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}03317}{0{,}01} + (d1_б - d1_{фj}) * 0{,}16584 + (d2_б - d2_{фj}) * 0{,}16584 + (W_б - W_{фj}) * 1{,}5]/100\} \quad (11)$$

для концентрату

$$Ц^{comm}_{конц.jk} = Ц^{comm}_{конц.б} - \{Ц^{comm}_{конц.б} * [(Fe_б - Fe_{фj}) * 1{,}52632 + (Si0_{2б} - SiO_{2фj}) * 1{,}31579 + \frac{(Al_2O_{3б} - Al_2O_{3фj}) * 1{,}31579}{0{,}1} + \frac{(P_б - P_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(S_б - S_{фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2б} - TiO_{2фj}) * 0{,}65789}{0{,}01} + (W_б - W_{фj}) * 1{,}5]/100\} \quad (12)$$

для залізорудних обкотишів

$$Ц^{comm}_{обк\,jk} = Ц^{comm}_{обкб} - \left\{ Ц^{comm}_{обкб} * \left[(Fe_b - Fe_{fj}) * 1{,}75685 + (Si0_{2b} - SiO_{2fj}) * 0{,}14055 + \frac{(Al_2O_{3b} - Al_2O_{3fj}) * 0{,}17569}{0{,}1} + \right.\right.$$
$$\frac{(P_b - P_{fj}) * 0{,}17569}{0{,}01} + \frac{(S_b - S_{fj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(TiO_{2b} - TiO_{2fj}) * 0{,}10541}{0{,}01} + \frac{(\text{L.O.I}_{2b} - \text{L.O.I}_{2fj}) * 0{,}10541}{0{,}01} \qquad (13)$$
$$\left.\left. + (W_b - W_{fj}) * 1{,}5 \right] / 100 \right\}.$$

Обидві запропоновані методики приведення різних видів ЗРП до бази дозволяють вирішити головне завдання даної статті - приведення неоднорідних за хімічним складом видів ЗРП до commodity.

Коефіцієнти при змінних параметрах хімічного складу, що враховуються у рівняннях ціни, являються одночасно коефіцієнтами пропорційності: вони показують, на яку величину зміниться металургійна цінність (чи витрати у доменному виробництві у перерахунку на 1 т ЗРП) при відхиленні кожного параметру (властивості) на наведену величину.

У теперішній час у НДГРІ удосконалюються методики оцінки якісних показників ЗРП при ціноутворенні та механізмів ціноутворення для підвищенні ефективності збутової діяльності суб'єктів ринку ЗРП, біржовій торгівлі, розробляються методики ціноутворення на товарну залізну руду, що позбавлені недоліків існуючих методик ціноутворення у сучасних економічних умовах господарювання.

Висновки і напрямки подальших досліджень. Незважаючи на актуальність даної проблеми, її економічну значимість для ГМК і наявність значної кількості досліджень з питань оцінки металургійної цінності і якості ЗРП, дана проблема є недостатньо вивченою в сучасних економічних умовах та не існує обґрунтованої методики приведення до базової ЗРП, що була б адаптована до умов торгівлі стандартизованим товаром на біржовому ринку. Враховуючи те, що якісні характеристики ЗРП обумовлюють її МЦ, яка в свою чергу визначає конкурентоспроможність продукції ГМК на ринку, можна відзначити, що від методичного підходу до приведення ЗРП до commodity залежить економічна ефективність суб'єктів ринку ЗРП.

Існуючі методики встановлення цін на ЗРП з урахуванням металургійної цінності були придатні для умов планового господарювання. Вони є неприйнятними у сучасних ринкових умовах через їх складність та неможливість отримання достовірної комерційної інформації від підприємств для проведення складних техніко-економічних розрахунків.

Використано бенчмаркінговий підхід при розробці інтегрального показника у задачах оцінювання металургійної цінності залізорудної продукції у процесі ціноутворення. Вивчено найуспішніший досвід світової бізнес-практики у даному напрямку (Metal Bulletin, Platts, The Steel Index, Trafigura). На основі відомих методик ціноутворення (MBIOI, IODEX, TSIPIO, TSI, Trafigura) з використанням оцінки якісних характеристик різних видів ЗРП розроблено інтегральний показник оцінювання металургійної цінності ЗРП. Отримані авторами емпіричні формули представляють собою інструмент кількісної оцінки якості та приведення якісно неоднорідних видів ЗРП різних виробників до базової ЗРП. Вони дозволяють не тільки виявити результат дії цілої групи одиничних параметрів якості, але і врахувати у "чистому" вигляді вплив кожного з них на металургійну цінність.

Запропонований авторами показник приведення до базової ЗРП (commodity) відповідає вимогам, що пред'являються до узагальненого показника якості даної продукції: повнота врахування якості ЗРП за хімічним та гранулометричним складом при параметричній нестаціонарності видів ЗРП різних виробників, а також співставність і взаємозамінність продукції у рамках параметричних груп за рахунок приведення до стандартних споживчих властивостей. Тому даний критерій може бути застосований у процесі ціноутворення.

У сучасних умовах оптимальний вміст заліза та якісні характеристики ЗРП (в цілому) мають визначатися не тільки за металургійною цінністю, але і з урахуванням впливу попиту та пропозиції сировини на внутрішньому і зовнішньому ринках на цінову кон'юнктуру, а також більш достовірно оцінювати конкурентоспроможність кожного виду ЗРП і прогнозувати "місце" виробника ЗРП на товарному ринку.

Дану методику покладено в основу критерію процесу ціноутворення, докладний опис якої виходить за рамки цього дослідження, тому буде наведений у наступній роботі.

Список літератури

1. O'Sullivan, Arthur; Steven M. Sheffrin (2003). Economics: Principles in action. - Upper Saddle River, New Jersey 07458: Pearson Prentice Hall. - P. 152.

2. **Вилкул Ю.Г., Азарян А.А., Азарян В.А., Колосов В.А.** Качество железорудного сырья подземной и открытой добычи как основа конкурентоспособности горнодобывающей промышленности Украины // Металлург. и горноруд. пром-сть. -2012. - № 5.- С.1 -4.

3. **Лукьянчиков Н.Н.** Экономика обогащения железных руд. – М. Недра, 1982. – 152 с.

4. **Лукьянчиков Н.Н.** Экономико-организационный механизм управления окружающей средой и природными ресурсами. –М.: НИА-Природа. – 1998. – 236 с.

5. **Кармазин В.И.** Обогащение руд черных металлов. – М.: Недра, 1982. – 216 с.

6. Ostapenko P.E. Theory and practice of enrichment of iron ore. - M. Nedra, 1985.-270 p.

7. **Гагут Л.Д.** Экономическая эффективность повышения качества железорудных окатышей. - М.: Металлургия, (Б-чка рабочего-металлурга. Основы экономических знаний).- 1987. - 64 с.

8. **Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Самохина О.В.** Методологические аспекты определения цен на железорудную продукцию и приплат скидок за содержание железа с учетом металлургической ценности // Вісник КТУ. – Кривий Ріг, 2007. – Вип.16. – С. 251 -259.

9. **Перегудов В.В., Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Протасов В.П.** Экономические аспекты повышения качества железорудного сырья // Качество минерального сырья / Сб. научн. тр. – Кривой Рог, 2011. - 455 с.

10. Evanio Gariglio, Dauter Oliveria, Washington Mafra, et all., Instituto Argentino de Siderurgia, Evaluation of iron ore value in use for DR/EAF processes - CVRD experience, Proceedings of the 5th Ironmaking Conference: Washington Meeting, April 6-9, 1986 (Ironmaking Conference//Proceedings, Volume 45).

11. Trafigura Beheer B.V., Amsterdam, Branch Office Lucerne (2008, 2009, 2011)/Purchase contracts.

Рукопис подано до редакції 17.03.13

УДК 65.0(075.8)

С.О. ПОПОВ*, д-р техн. наук, С. М. ПЕТКУН, аспирант
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИСТЕМ ПРОГРАММНО-ЦЕЛЕВОГО УПРАВЛЕНИЯ В ПРОЕКТНООРИЕНТИРОВАННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Разработаны основы методики определения экономической эффективности использования автоматизированных систем программно-целевого управления проектами на подземных рудниках.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В настоящее время в области реализации различных производственных проектов в горнодобывающей отрасли промышленности наблюдается все более широкое использование систем автоматизированного управления различного направления. Одной из наиболее важных среди таких систем являются системы программно целевого управления (СПЦУ). Работа СПЦУ основывается на разработке в автоматизированном режиме сетевых графиков выполнения сложных производственных проектов, оптимизации этих графиков по времени реализации проектов, их стоимости и распределению ресурсов.

Одной из актуальных проблем, которая возникает в связи использованием СПЦУ для решения таких задач, является определение их экономической эффективности. Решение этой проблемы представляет основу обоснования целесообразности разработки и применения СПЦУ.

Анализ исследований и публикаций. Выполненный анализ существующих публикаций по этой проблеме [1-4] показал следующее. В настоящее время существует много работ по проблеме оценки экономической эффективности использования информационных систем в управлении горнодобывающим производством в целом. Однако, подходы, которые используются в этих работах, рассматривают проблему эффективности с точки зрения снижения затрат на сам процесс подготовки и реализации проектов. При этом, отсутствуют разработки, которые позволяли бы оценить эффективность применения этих систем с токи зрения экономических результатов их использования по изменениям экономических характеристик продукции, которая по-

* © Попов С.О., Петкун С.М.,2013

лучается в результате реализации соответствующих проектов.

Постановка цели работы. Исходя из выше изложенного целью настоящей работы является разработка методических основ оценки экономической эффективности использования СПЦУ на базе определения результирующих экономических характеристик продукции горнодобывающих предприятий, в частности для подземных железорудных шахт.

Описание результатов работы. В зависимости от характера задач, которые решаются на горнодобывающих предприятиях, экономический эффект от внедрения СПЦУ может быть получен по следующим направлениям их проектно-ориентированной деятельности: увеличение объема добыча руды; увеличение концентрации горных работ; уменьшение объема горнокапитальных, подготовительных, нарезных выработок и буровых работ; высвобождение части горного оборудования; увеличение производительности труда горнорабочих; сокращение продолжительности ремонтных, монтажных и других вспомогательных работ.

Определение экономической эффективности от увеличения объема добычи руды. Экономическая эффективность по этому направлению применения СПЦУ может быть рассчитана по формуле

$$П = T\left(Ц - З_y\right) - ДФ - З_и \qquad (1)$$

где $П$ – годовая добавочная расчетная прибыль предприятия от реализации товарной железорудной продукции, произведенной из дополнительно добытой руды, тыс.грн; $Т$ – количество товарной продукции, полученной за год из дополнительно добытой руды, тыс.т; $Ц$ – договорная цена 1 т товарной руды; грн/т; $З_y$ – условно переменные затраты на производство 1 т товарной руды в базовом периоде, грн; $Д$ – количество дополнительно добытой руды в год, тыс.т; $Ф$ – фиксированные платежи в бюджет за 1 т добытой руды, грн; $З_и$ – годовые затраты на интенсификацию работ по критическим направлениям, тыс. грн.

Для использования формулы (1) необходимо прежде всего выявить прирост добычи, который будет получен в результате внедрения СПЦУ. При ограниченной рудной площади месторождения методы СПЦУ позволяют увеличить активный фронт горных работ. Так, упорядочение и оптимизация схемы очередности отработки блоков, соблюдение расчетной продолжительности их отработки, интенсификация работ по критическим направлениям приводят к увеличению количества блоков, из которых можно одновременно добывать руду. При ограниченной рудной площади, когда горные работы одновременно ведутся по всей длине месторождения, увеличение количества работающих блоков на этой же площади означает ускорение отработки месторождения. При прочих равных условиях производственная мощность рудника прямо пропорциональна количеству блоков (камер), из которых добывается руда (фронту очистной добычи). Поскольку количество блоков, находящихся в эксплуатации, по месяцам неравномерно, для сравнения учитывается среднее значение этого показателя за несколько месяцев, например за квартал.

От фронта очистной добычи руды следует отличать фронт горных работ. Последний показывает количество блоков (камер), в которых могут одновременно производиться горные работы. Обычно на разных стадиях: нарезки, разбуривания, добычи, закладки могут находиться в среднем 20 выемочных единиц. Дальнейшие возможности увеличения добычи руды, выявленные в результате применения сетевых графиков, представляют собой с точки зрения экономического эффекта «экономический потенциал», который предстоит реализовать путем решения задачи своевременного вскрытия нижележащих горизонтов.

При определении этого эффекта необходимо определить, насколько возрастет количество блоков, которые смогут одновременно находиться в стадии очистной выемки после внедрения СПЦУ. Для того чтобы подсчитать, из скольких блоков можно будет добывать руду, например, через год, необходимо пересчитать сетевой график по его ожидаемому состоянию через год. Затем сделать выборку из сетевого графика, сколько блоков будет находиться через год на стадии очистных работ. К ним следует отнести блоки, в которых будут полностью завершены все подготовительные работы и могут начаться очистные работы. Такой же расчет можно выполнить для определения ожидаемого расширения фронта очистных работ не только через год, но через любой другой промежуток времени.

Другим источником увеличения производственной мощности рудника при применении СПЦУ является интенсификация подготовительных работ на горизонтах и в отдельных блоках.

В случае, если СПЦУ применяется для комплексов по подготовке новой забойной площади, необходимым фронтом очистных работ на будущее время задаются заранее, исходя из запланированного роста производственной мощности рудника. На основании этого определяют расчетные завершающие сроки в сетевом графике подготовительных работ. Затем рассчитывают сетевой график и проверяют, какое количество новых блоков можно будет своевременно (в соответствии с расчетными сроками) подготовить.

При применении СПЦУ для комплексов по подготовке новой забойной площади можно ожидать, что прирост фронта очистных работ будет превышать прирост фронта горных работ, поскольку наряду с увеличением количества блоков, подготавливаемых к очистным работам, сокращается продолжительность их подготовки.

Применение сетевых графиков хотя и в разной степени, но всегда связано с необходимостью интенсификации горных работ в критических блоках или по отдельным выработкам. Здесь может быть два случая. Первый, когда ускорение работ осуществляется за счет применения сетевых графиков, например, сокращение продолжительности отработки блоков (камер) может достигаться за счет применения сетевых графиков при подготовке блоков. Эффект от интенсификации достигается за счет оптимального распределения ресурсов. Второй случай, если для ускорения работ по критическим направлениям нужны дополнительные затраты. Характер этих затрат может быть различным. Чаще всего это затраты на приобретение более производительного оборудования. Тогда значение $З_и$ в формуле (1) можно определить так

$$З_и = 0{,}01K(P + A) \qquad (2)$$

где K – капитальные вложения на приобретение дополнительного оборудования, тыс.грн; P – установленный предприятию процент платы в бюджет за основные фонды; A – средний процент амортизационных отчислений на полное восстановление от стоимости забойного оборудования (за вычетом той части, которая оставляется в распоряжении предприятия).

Определение экономической эффективности от концентрации горных работ. Для того чтобы не допустить снижения производственной мощности рудника при концентрации горных работ, необходимо увеличить интенсивность горных работ в отдельных блоках и забоях. Такая интенсификация может быть достигнута в результате внедрения СПЦУ.

Производственный эффект от концентрации горных работ проявляется в уменьшении задела горнокапитальных, подготовительных, нарезных и буровых работ, уменьшении затрат на поддержание горных выработок, высвобождении части забойного и транспортного оборудования, увеличении производительности труда рабочих.

Определение экономической эффективности от уменьшения объема горнокапитальных, подготовительных, нарезных и буровых работ. Применение СПЦУ горнокапитальных работ позволяет выполнять их более интенсивно, в результате чего сокращается объем незавершенного строительства. Одновременно обеспечивается ввод в эксплуатацию новых капитальных выработок в установленные сроки.

Финансирование горнокапитальных работ лишь частично можно будет обеспечить за счет фонда развития производства. Определенную часть средств будут представлять централизованные капитальные вложения за счет прибыли предприятия, оставшихся после расчета с бюджетом и образования фондов предприятия.

За пользование этим источником до сдачи объектов в эксплуатацию предприятие процентов не платит. Поэтому сокращение объема незавершенного строительства, осуществляемого за счет меньшего привлечения централизованных капитальных вложений, прямо не отразится на результатах хозяйственной деятельности предприятия. Что касается эффективности от уменьшения объема незавершенного строительства, то она может быть подсчитана по формуле

$$Э_1 = ФЕн \qquad (3)$$

где $Ф$ - уменьшение стоимости незавершенного производства в результате применения СПЦУ, тыс.грн; E_n - нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений.

Возможность своевременной сдачи горнокапитальных выработок в эксплуатацию, достигаемая в результате применения СПЦУ, имеет первостепенное значение. В конкретных условиях это позволяет не допустить спада добычи, отказаться от вынужденных неплановых решений при низких объемах подготовленных к выемке запасов (проходка слепых стволов, временных подъемов и т.п.). В зависимости от реально достигаемого производственного результата и под-

считывается экономическая эффективность от своевременной сдачи горнокапитальных выработок в эксплуатацию в результате применения СПЦУ.

Уменьшение задела горноподготовительных, нарезных и буровых работ сокращает потребность предприятия в оборотных средствах. Высвобождение оборотных средств может быть рассчитано по следующей формуле

$$O_{п/н} = \left(V_{п/н} - V'_{п/н}\right)\left(C_{п/н} - \gamma C_{оч}\right) \quad (4)$$

где $O_{п/н}$ - оборотные средства, высвобождаемые в связи с уменьшением задела горноподготовительных и нарезных работ, грн; $V_{п/н}$ - объем горноподготовительных и нарезных выработок до внедрения СПЦУ, м^3; $V'_{п/н}$ - то же, при применении СПЦУ; $C_п$ - плановая стоимость проходки горноподготовительных и нарезных выработок по статьям основных расходов (основная и дополнительная заработная плата производственных рабочих, отчисления от заработной платы на социальное страхование, материалы, энергия, амортизация оборудования), грн/м^3; γ - средний выход руды (попутной добычи) при проходке выработок, т/м^3; $C_{оч}$ - плановая себестоимость добычи 1 т руды по статьям основных расходов, грн.

Для буровых объем высвобождающихся средств рассчитывается по формуле

$$O_б = \left(Б - Б'\right)C_б \quad (5)$$

где $Б$ - длина буровых скважин в заделе до внедрения СПЦУ, м; $Б'$ — длина буровых скважин в заделе при применении СПЦУ, м; $C_б$ – плановая стоимость 1 м бурения скважин, грн.

Фактическое изменение объема горноподготовительных, нарезных и буровых работ в заделе в результате применения СПЦУ определяется методом прямого расчета. Производится выборка всех блоков, находившихся в заделе до и после внедрения СПЦУ. Подсчитывают суммарный объем пройденных в блоках выработок и пробуренных скважин. Подсчитать ожидаемое уменьшение задела труднее. В первом приближении можно полагать, что задел будет уменьшаться пропорционально сокращению продолжительности подготовки блоков.

Общая экономическая эффективность подсчитывается по формуле

$$Э_о = \left(O_п + O_н + O_б\right)E \quad (6)$$

Определение экономической эффективности от уменьшения затрат на поддержание преждевременно пройденных выработок. Этот эффект получается за счет уменьшения длины выработок при применении СПЦУ для организации и управления их проходкой. При этом величина уменьшения затрат на поддержание преждевременно пройденных горноподготовительных и нарезных выработок подсчитывается по формуле

$$Э_з = \left(П_п - П'\right)C_п + \left(Н - Н'\right)C_н \quad (7)$$

где $Э_з$ - годовая экономия средств в связи с уменьшением длины поддерживаемых выработок, грн; $П$, $Н$ - длина поддерживаемых подготовительных и нарезных выработок в базовом периоде (до внедрения СПЦУ), м; $П'$, $Н'$ - то же, после внедрения СПЦУ, м; $C_п$, $C_н$ - стоимость поддержания 1 м подготовительных и нарезных выработок в год по основным расходам, грн.

Если применение СПЦУ позволяет упорядочить отработку блоков и уменьшить горное давление на выработки, то экономическая эффективность будет равна разности между затратами на поддержание увеличенного объема выработок до внедрения СПЦУ и затратами на поддержание уменьшенного объема выработок при одновременном уменьшении стоимости поддержания каждого метра выработок после внедрения СПЦУ.

Определение экономической эффективности от высвобождения части забойного оборудования. Концентрация и интенсификация горных работ, проводимые на основе внедрения СПЦУ, позволяют улучшить показатели экстенсивного и интенсивного использования оборудования. В результате часть оборудования, используемого на горных работах, может быть высвобождена. Экономическая эффективность от высвобождения оборудования подсчитывается по формуле

$$Э_в = 0{,}01B\left(P + A\right) \quad (8)$$

где $Э_в$ - годовая экономическая эффективность от высвобождения части горного оборудования, тыс. грн; B – балансовая стоимость высвобождаемого оборудования, тыс. грн; P – установленный предприятию процент платы в бюджет за основные фонды; A – процент амортизационных отчислений.

Количество фактически высвобождаемого оборудования определяется по отчетным данным. Предположительное количество оборудования, которое можно будет высвободить в ре-

зультате внедрения СПЦУ и концентрации горных работ, определяется ориентировочно. С некоторым приближением можно считать, что потребность в оборудовании уменьшится пропорционально уменьшению количества действующих блоков при концентрации работ.

Определение экономической эффективности от увеличения производительности труда. Существенным источником снижения затрат предприятия при применении СПЦУ является рост производительности труда рабочих. Это достигается за счет уменьшения простоев, расширения фронта работ, ликвидации авральных работ. В условиях горных предприятий это касается в основном проходчиков. Поэтому получить экономический эффект можно в том случае, если на основе внедрения СПЦУ будут соответственно пересмотрены нормы выработки. Экономическая эффективность в этом случае определяется по формуле

$$Э_п = \left(1 - \frac{И_з}{И_т}\right) Ф_з \qquad (9)$$

где $И_З$ – индекс роста средней заработной платы; $И_т$ – индекс роста производительности труда в результате внедрения СПЦУ; $Ф_з$ – фонд (годовой) заработной платы рабочих, у которых увеличилась производительность труда в результате внедрения СПЦУ, тыс.грн/

Рост производительности труда проходчиков в результате организации работ в блоках по сетевым графикам определяется путем сравнения фактических результатов (после внедрения СПЦУ) и базовых данных (до применения СПЦУ) по одним и тем же бригадам.

Экономическая эффективность от сокращения продолжительности вспомогательных работ. В результате применения СПЦУ сокращаются продолжительность монтажа и ремонта оборудования, время на производство массовых взрывов и других работ, что позволяет увеличить добычу руды. Кроме того, следует ожидать увеличения производительности труда рабочих, занятых на этих работах. Формулы для расчета экономической эффективности по этим факторам соответственно видам и особенностям выполнения каждого вида такой работы.

Выводы. Одной из актуальных проблем, возникающих разработке и внедрении СПЦУ реализацией горнотехнологических проектов является необходимость определения эффективности их использования. Это необходимо для определения допустимых затрат на внедрение таких систем и обоснования целесообразности их применения.

На основании анализа существующих разработок в данной области и выявления их недостатков предложен подход к решению данной проблемы, который характеризуется учетом не только эффективности получаемой за счет улучшения характеристик реализации самих проектов, но и того эффекта, который может быть получен как результат принятия оптимальных производственных решений за счет использования СПЦУ при разработке проекта.

Предложена методика решения задач определения изменений результатов каждого производственного процесса соответственно их последовательности в технологической цепи производства горнодобывающего предприятия. Каждый такой процесс, является в свое время объектом разработки проектов на каждой стадии производственной деятельности горнодобывающего предприятия.

В дальнейшем данная методика будет совершенствоваться за счет разработки методов оценки изменений результатов технологических операций, из совокупности которых формируются отдельные процессы, как объекты постоянно разрабатываемых новых проектов в течении многостадийной отработки запасов рудных месторождений.

Список литературы

1. **Шафер Д., Фартелл Р.** Управление программными проектами. – М.: Издательскитй дом "Вильямс", 2004. – 1136 с.

2. Королюк Ю. Г. Ефективність інформаціних систем. – Чернівці: Чернівецький торговельно-економічний інститут, 2007. – 144 с.

3. **Скрипкин К. Г.** Экономическая эффективность информационных систем. – М.: Издательство "ДМК пресс", 2002. – 256 с.

4. **Беркун** С. Искусство управления IT-проектами. – Петербург: Издательство "Питер", 2007. – 400 с.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.13

УДК 658.589

А.М. ТУРИЛО, д-р економ. наук, проф., М.В. АДАМЕНКО, канд. економ. наук, доц.,
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ СУТНОСТІ ЕКОНОМІЧНОЇ КАТЕГОРІЇ «ІННОВАЦІЙНИЙ ПОТЕНЦІАЛ ПЕРСОНАЛУ ПІДПРИЄМСТВА»

У статті розглянуто наукові підходи до визначення сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємства. Запропоновано його розглядати як поєднання інноваційного і кадрового потенціалів підприємства у межах здійснення ним інноваційної діяльності. Надано авторське визначення інноваційного потенціалу персоналу підприємства.

Постановка проблеми та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Розвиток ринкових відносин, загострення конкуренції та особливості господарювання українських підприємств в умовах обмеженості ресурсів вимагають від них розробки і застосування управлінських рішень, спрямованих на активізацію інноваційної діяльності. Саме інновації є джерелом конкурентних переваг та підґрунтям для забезпечення конкурентоспроможності як окремого суб'єкта господарювання, так і держави в цілому.

Головною рушійною силою продукування та впровадження інновацій на підприємстві є його персонал. Безумовно, технічний прогрес та створення нововведень є результатом діяльності, перш за все, окремих працівників, або трудових колективів підприємств. Як стверджує Галиця І.О., самі по собі інновації на підприємстві не виникають, а формуються завдяки інтелектуальній діяльності інноваторів (авторів інновацій) [1]. Отже, від ефективності їх праці та наявності потенціальних можливостей залежать рівень інноваційного потенціалу підприємства, та ступінь доведення інноваційної ідеї до кінцевої її реалізації. Зважаючи на це, особливу увагу при розгляді напрямів розвитку інноваційного потенціалу підприємства та активізації його інноваційної діяльності необхідно приділяти потенціалу працівників, які приймають активну участь в інноваційному процесі. Саме це визначає актуальність дослідження інноваційного потенціалу персоналу підприємства, що перетворюється на одну з важливіших наукових і практичних проблем.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Питання визначення інноваційного потенціалу підприємств та місця персоналу в їх інноваційній діяльності висвітлювалися у працях багатьох вітчизняних вчених: Л.А. Гайдук, І.О. Галиці, М.О. Кравченко, Н.В. Краснокутської, І.В. Новікової, О.В. Побережець, Л.І. Федулової, Н.І. Чухрай та інших. Також вказані питання займають важливе місце і у дослідженнях зарубіжних науковців: В.П. Горшеніна, П. Друкера, А.Я. Кибанова, К.О. Леги, Б. Санто, С.Г. Стешиної, Н.Р. Хадасевич, Й Шумпетера та інших.

Однак, як показав аналіз останніх досліджень і публікацій, проблемам формування і використання здібностей працівників в інноваційній сфері, визначенню сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємств приділено недостатньо уваги. Тому цей напрям досліджень потребує подальшого розгляду.

Постановка завдання. В економічній науці дуже мало ґрунтових досліджень щодо визначення сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємства, формування його структури, класифікації тощо. Хоча з'ясування цих питань дозволить не лише удосконалити теоретичні аспекти управління інноваціями, але й сприятиме інноваційному розвитку підприємств на основі якісного формування і використання інноваційних можливостей працівників. Отже, сутність економічної категорії «інноваційний потенціал персоналу підприємства» потребує ретельного вивчення.

Викладення матеріалу та результати. Розкриття економічної природи інноваційного потенціалу персоналу підприємства ґрунтується на попередньо проведених нами теоретичних дослідженнях щодо визначення сутності інноваційного потенціалу підприємства та формування його структури. Саме дослідження цієї структури та виділення у ній кадрової складової, а також поєднання окремих аспектів інноваційного та кадрового потенціалів підприємства лягло в основу визначення сутності інноваційного потенціалу персоналу.

У табл. 1 наведено погляди науковців на формування структури інноваційного потенціалу підприємства, з якої видно, що одним з головних його елементів є кадрова складова.

© Турило А.М., Адаменко М.В., 2013

Це і зрозуміло, оскільки, саме персонал є носієм інноваційного потенціалу, знань та вмінь, виробником інноваційних ідей та реалізатором новацій на підприємстві.

Між інноваційним потенціалом та іншими складовими потенціалу підприємства існують складні діалектичні зв'язки. Так реалізація інноваційного потенціалу на підприємстві неможлива без такого важливого фактору як інноваційні здібності персоналу та його спроможність впроваджувати інновації.

Таблиця 1

Погляди науковців на формування структури інноваційного потенціалу підприємства

Автор	Складові інноваційного потенціалу підприємства
Ілляшенко С.М.	Ринковий, інтелектуальний, *кадровий*, технологічний, інформаційний, науково-дослідний та інтерфейсний потенціали.
Кузьменко С.М. та ін.	Інтелектуальна, *кадрова*, технологічна, інформаційна, науково-дослідна, фінансова, організаційно-управлінська складові.
Вовчок С.В.	Підсистеми інноваційного потенціалу та їх елементи: інноваційні ресурси (техніко-технологічні, інформаційні, інтелектуальні, фінансово-економічні, *кадрові*, маркетингові); інноваційні мережі (взаємодія з ринком, з місцевими та державними органами влади, партнерами по бізнесу, навчальними закладами та науковими установами); результативність використання інноваційного потенціалу (наявність та рівень новизни інновацій, фінансові показники від впровадження інновацій).
Фарат О.В., Русин-Гриник Р.Р.	Ринковий, інтелектуальний, *кадровий*, техніко-технологічний, інформаційний, фінансовий, мотиваційний, комунікативний, науково-дослідний потенціали
Михайлишин Н.П., Мельник Н.Г.	Інтелектуальний, матеріальний, фінансовий, *кадровий*, інфраструктурний потенціали
Кравченко М.О.	*Кадрова*, інформаційно-методологічна, організаційна та матеріально-технічна складові
Головіна Ю.С.	Ринковий, інтелектуальний, науково-дослідний, *кадровий*, організаційно-управлінський, маркетинговий, виробничо-технологічний, фінансовий потенціали

Виходячи з цього та враховуючи погляди науковців на формування структури інноваційного потенціалу підприємства ми вважаємо, що інноваційний потенціал персоналу необхідно розглядати з урахуванням кадрового потенціалу підприємства. Тим більше, що велика кількість науковців зазначає, що однією з головних складових інноваційного потенціалу підприємства є кадровий потенціал, так само як однією зі складових кадрового потенціалу є інноваційна складова.

Отже, взаємозв'язок інноваційного і кадрового потенціалів підприємства та місце інноваційного потенціалу персоналу в них наведено на рис. 1.



Рис. 1. Місце інноваційного потенціалу персоналу у системі взаємозв'язку інноваційного і кадрового потенціалів підприємства

Отже, інноваційний потенціал персоналу можна розглядати як поєднання інноваційного та кадрового потенціалів у межах здійснення інноваційної діяльності. Зважаючи на це необхідно узагальнити сутність кадрового потенціалу підприємства та розглянути його структуру.

Загалом у сучасній економічній науці досі існують дискусії щодо визначення сутності поняття «кадровий потенціал підприємства». Джерелом кадрового потенціалу підприємства є кадри - працівники підприємства з певними професійними навичками і знаннями, які уклали трудовий договір (контракт) з роботодавцем.

На думку Маслова Є.В. кадровий потенціал підприємства – це сукупна трудова дієздатність його колективу, ресурсні можливості у сфері праці облікового складу підприємства, виходячи з їх віку, фізичних можливостей, знань і професійно-кваліфікаційних навичок [2]. Як вважає Турчинов А.І., кадровий потенціал є персоніфікованою робочою силою, взятою в сукупності кількісних і якісних характеристик, реалізованих у певних соціально-економічних, організаційно-технічних, природно-біологічних, історичних і духовних умовах виробництва [3]. Федонін О.С., Рєпіна І.М., Олексюк О.І. кадровий потенціал розглядають як існуючі сьогодні та передбачувані трудові можливості, які визначаються чисельністю, віковою структурою, професійними та іншими характеристиками персоналу підприємства [4].

Зайченко І.В. доводить, що кадровий потенціал представляє собою відкриту соціально-економічну систему, яка включає «сукупний ефект від взаємодії кадрів певного складу та стру-

ктури, які володіють відповідними до потреб підприємства загальноосвітніми та професійними знаннями і навичками, рівнем творчості, людськими якостями, рівнем мотивованості, для забезпечення ефективного функціонування підприємства, досягнення мети його довгострокового розвитку в ринковому середовищі, що постійно змінюється та завчасної адаптації до його змін» [5]. На нашу думку, це одне з найбільш повних формулювань кадрового потенціалу підприємства.

Враховуючі попередньо наведені визначення, нами сформовано власне бачення сутності кадрового потенціалу підприємства, який доцільно розглядати як наявну і майбутню можливість використовувати здатність до праці, якою володіє конкретне підприємство за даного рівня чисельності працівників, їх якісних характеристик, розвитку науки і техніки тощо. Кадровий потенціал підприємства характеризує його можливість у повному обсязі формувати, залучати, використовувати та розвивати кадри (персонал) відповідних професій і кваліфікацій, що мають спеціальні освіту, знання, навички і досвід для виконання функціональних обов'язків і певних видів робіт.

Загалом існує ще багато інших поглядів на тлумачення кадрового потенціалу, у тому числі і в межах інноваційної діяльності підприємства. Так, наприклад, Кравченко М.О. визначає сутність кадрового потенціалу інноваційної діяльності підприємства як сукупність ділових і особистісних характеристик, знань, здібностей і спроможностей зайнятих на підприємстві працівників, що зумовлюють ступінь їх готовності до процесу розробки і використання інновацій в своїй діяльності [6]. Такої ж думки дотримується і Краснокутська Н.В., визначаючи кадровий потенціал інноваційної організації та доповнює, що саме він є базою забезпечення її інноваційного лідерства і конкурентоспроможності на ринку [7].

Зважаючи на вищевикладене, кадровий потенціал в межах інноваційної діяльності підприємства, на нашу думку, необхідно сприймати як складову частину усього його кадрового потенціалу, яка базується на використанні інноваційних здібностей і можливостей як окремих працівників, так і всього персоналу на будь-якому етапі інноваційного процесу. Отже, по суті інноваційний потенціал персоналу підприємства є тільки частиною кадрового потенціалу та «ядром» інноваційного потенціалу підприємства. Його дослідження в українській сучасній економічній науці в такому аспекті не розглядалося.

Достатньо інтенсивно теорія інноваційного потенціалу персоналу в останні роки почала розвиватися за кордоном. Так, наприклад, російська економічна наука має декілька ґрунтовних робіт, що висвітлюють механізм формування та управління інноваційним потенціалом персоналу підприємства [8-12]. Однак системних знань та єдиного підходу цей напрям дослідження поки що не отримав. Незважаючи на це всіма науковцями, які досліджують це питання, визнано, що існування інноваційної діяльності на підприємстві, впровадження та використання інновацій без підготовленого висококваліфікованого персоналу просто неможливе.

Спираючись на праці вчених [8-12 та ін.], визначено, що поняття «інноваційний потенціал персоналу підприємства» є недостатньо розробленою категорією. Відсутність ґрунтовних досліджень, на нашу думку, обумовлюється специфічністю цієї категорії – при її уточненні необхідно враховувати, що інноваційний потенціал персоналу є складовою інноваційного потенціалу підприємства; у кожній складовій інноваційного потенціалу підприємства міститься людський фактор [11]; інноваційний потенціал персоналу є складовою частиною кадрового потенціалу підприємства; формування інноваційного потенціалу персоналу пов'язане з формуванням інтелектуального капіталу на підприємстві.

Огляд означених вище наукових досліджень щодо визначення сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємства дозволив виявити відсутність єдності поглядів науковців на це питання.

Кибанов А.Я. визначає інноваційний потенціал персоналу підприємства як здатність кадрів до позитивно-критичного сприйняття нової інформації, до приросту загальних і професійних знань, висунення нових конкурентоздатних ідей, знаходження вирішень нестандартних завдань, нових методів вирішення традиційних завдань, використання знань для передбачення, практичної матеріалізації нововведень [8].

У свою чергу Горшенін В.П. дає визначення інноваційного потенціалу персоналу як інтегруючої сукупності його інноваційних можливостей і здібностей здійснювати стійкий розвиток організації на основі науково-технічного прогресу [9].

Хадасевич Н.Р. визначає, що інноваційний потенціал персоналу організації - це сукупність властивостей, можливостей, запасів ресурсів окремого індивіда, колективу, для здійснення інноваційної діяльності в організації, які реалізуються або можуть бути реалізовані в умовах досягнутого рівня розвитку і управління організацією [10].

Лега К.О. у своїй роботі [11] під інноваційним потенціалом персоналу підприємства у найбільш загальному плані розуміє «міру готовності персоналу до реалізації комплексу задач, що забезпечують функціонування підприємства в умовах інноваційної діяльності, а також здатність виконувати інноваційні перетворення. Відповідно у вузькому сенсі під інноваційним потенціалом персоналу слід розуміти його готовність до реалізації інноваційних проектів або програм інноваційної діяльності».

Верба В.А., Решетняк Т.І. під інноваційним потенціалом персоналу розуміють наявність певного рівня суб'єктивної самосвідомості, що детермінує здатність персоналу до інновацій [12].

Отже, у наведених визначеннях інноваційний потенціал персоналу розглядається як: здатність кадрів до інноваційної діяльності; сукупність інноваційних можливостей, здібностей та запасів ресурсів окремих працівників або колективу; міра готовності персоналу до інноваційної діяльності та здатність її здійснення; наявність суб'єктивної самосвідомості персоналу до інноваційної діяльності.

На наш погляд, поняття «інноваційний потенціал персоналу підприємства» найкраще розкривається через здатність персоналу до інноваційної діяльності.

Здатність - це доволі містке поняття, під яким, за тлумачним словником Єфремової Т.Ф., розуміється: 1) схильність до засвоєння чого-небудь, до занять чим-небудь; 2) можливість, уміння що-небудь робити; 3) стан, якість, властивість, що дає можливість проводити ті або інші дії, і роботу. Відповідно до цього тлумачення під здатністю персоналу до інноваційної діяльності нами розуміється схильність, уміння, властивість як окремих груп працівників, так і всього персоналу використовувати поєднання своїх інноваційних здібностей і можливостей, що дозволяють приймати активну участь у впровадженні інновацій на підприємстві на будь-якій стадії інноваційного процесу.

На нашу думку, визначення Леги К.О., який під інноваційним потенціалом персоналу розуміє його готовність до реалізації інноваційних проектів (програм), є недостатньо обґрунтованим. Це пояснюється тим, що ця готовність відображає не лише здатність працівників використовувати свої здібності та існуючі можливості при здійсненні інноваційної діяльності, а й їх бажання це робити, що, на нашу думку, суперечить сутності поняття «потенціал». Так, наприклад, окремі працівники можуть мати достатньо великий інноваційний потенціал (знання, навички, ідеї, ресурси для їх впровадження та ін.), однак не мати бажання його застосовувати на користь підприємства та/або для власної вигоди.

Також достатньо вузько розглядається інноваційний потенціал персоналу і на погляд В.А. Верби та Т.І.Решетняк, оскільки визначає тільки внутрішнє усвідомлення та мотивацію працівників, що детермінують їх здатність до інноваційної діяльності, а існуючі здібності та можливості персоналу до продукування інновацій взагалі не розглядає.

Крім того, на наш погляд, всі наведені вище визначення [8-12] мають загальний недолік – залишається поза увагою деталізація ступеню участі персоналу в інноваційному процесі та неозначена загальна кінцева мета формування та використання інноваційного потенціалу персоналу на підприємстві.

Зважаючи на наведені специфічні особливості розуміння економічної категорії «інноваційний потенціал персоналу підприємства» та враховуючі наведені погляди науковців нами сформовано власне бачення сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємства.

Отже, на нашу думку, інноваційний потенціал персоналу підприємства як економічна категорія є складовою інноваційного потенціалу підприємства та являє собою здатність персоналу використовувати сукупність власних інноваційних здібностей та можливостей, які дозволяють активно продукувати, сприймати, впроваджувати і використовувати інновації у трудовій діяльності та у діяльності підприємства з метою отримання позитивного ефекту, досягнення цілей функціонування підприємства та забезпечення зростання його ринкової вартості.

На відміну від визначень інших авторів, запропоноване нами визначення сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємства є більш змістовним, деталізує ступінь участі персоналу в інноваційному процесі та визначає її цілеспрямованість.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Таким чином, сутність підходу до дослідження поняття інноваційного потенціалу персоналу підприємства, який нами пропонується, полягає у тому, що на кожному етапі інноваційного процесу на підприємстві відбувається залучення і використання інноваційних здібностей та можливостей працівників. Отже, кожний з етапів інноваційного процесу містить людський фактор. Зважаючи на це можна визначити, що реалізація всього інноваційного потенціалу підприємства та окремих його складових неможлива без залучення здатності персоналу активно продукувати, сприймати, впроваджувати і використовувати інновації. Це й обумовило необхідність виділення інноваційного потенціалу персоналу підприємства як самостійного поняття для подальших досліджень.

Список літератури

1. **Галиця І.О.** Механізми використання потенціалу інноваторів: теорія і практика: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня д-р екон. наук спец. 08.02.02 – Економіка та управління науково-технічним прогресом / І.О. Галиця. – Одеса, 2006. – 38 с.

2. **Маслов Е.В.** Управление персоналом предприятия: учеб. пособ. / Е.В. Маслов. – М.: ИНФРА-М; Новосибирск: НГАЭиУ, 1999. – 312 с.

3. **Турчинов А.И.** Управление персоналом: учебник . – [2-е изд., доп. и перераб.] / А.И. Турчинов. – М.: Изд-во РАГС, 2008. – 608 с.

4. **Федонін О.С.** Потенціал підприємства: формування та оцінка: навч. посіб. / Федонін О.С., Рєпіна І.М., Олексюк О.І. – К.: КНЕУ, 2004. – 316 с.

5. **Зайченко І.В.** Теоретико-методологічні підходи до визначення сутності поняття «кадровий потенціал підприємства» / Зайченко І.В. // Вісник КТУ. – 2011. – Вип. 28. – С. 260-264.

6. **Кравченко М.О.** Вдосконалення управління кадровим потенціалом інноваційної діяльності промислових підприємств: дис... канд. екон. наук: 08.06.02 / Кравченко Марина Олегівна. К., 2002. – 196 с.

7. **Краснокутська Н. В.** Інноваційний менеджмент: навч. посіб. / Н.В. Краснокутська. – К.: КНЕУ, 2003. - 504 с.

8. Управление персоналом организации: учебник./ под ред. А.Я. Кибанова. – [2-е изд., доп. и перераб.] – М.: ИНФРА-М. – 638 с.

9. **Лега К.А.** Формирование механизма управления инновационным потенциалом персонала корпорации: дис… канд. экон. наук: 08.00.05 / Лега Константин Александрович. – Челябинск, 2008. – 194 с.

10. **Горшенин В.П.** Управление инновационным потенциалом персонала корпорации [монографія] / В.П. Горшенин. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 287 с.

11. **Хадасевич Н.К.** Формирование инновационного потенциала персонала организации: дис… канд. экон. наук: 08.00.05 / Наиля Ракиповна Хадасевич. – Сургут, 2008. – 152 с.

12. **Верба В.А.** Організація консалтингової діяльності: навч. посібник / Верба В.А., Решетняк Т.І. – К.: КНЕУ, 2000. – 228 с.

Рукопись поступила в редакцию 17.03.13

АНОТАЦІЇ

УДК 622.271:001.89

Вилкул Ю.Г., Близнюков В.Г., Луценко С.А. Баранов И.В., Близнюкова О.Ю. Совершенствование методов планирования горных работ и проектирования карьеров

Описаны основные направления исследований кафедры открытых горных работ и использование их при планировании горных работ и проектировании карьеров.

Вілкул Ю.Г., Блізнюков В.Г., Луценко С. А. Баранов И.В., Блізнюкова О.Ю. Вдосконалення методів планування гірських робіт і проектування кар'єрів

Описані основні напрями досліджень кафедри відкритих гірських робіт і використання їх при плануванні гірських робіт і проектуванні кар'єрів.

Vilkul Ju.G., Bliznjukov V.G., Jutsenko S.A., Baranov I.V., Bliznjukova O.Ju. Perfection of methods of planning of mountain works and planning of quarries

Basic directions of researches of department of open mountain works and use of them are described at planning of mountain works and planning of quarries.

УДК (621.316+ 621.317)

Сінолиций А.П., Кольсун В.А., Козлов В.С., Практична реалізація прототипу пристрою автоматичної ідентифікації типу споживача електричної енергії

Створено прототип пристрою автоматичної ідентифікації типу споживача електричної енергії, що є основною ланкою нової нетрадиційної системи діагностики та прогнозування енергетичних показників електричної мережі живлення. Перевірено низьку чутливість алгоритму, за яким працює прилад, до завад у каналі виміру.

Синолиций А.Ф., Кольсун В.А., Козлов В.С., Практическая реализація прототипа устройства автоматической идентификации типа потребителя электрической энергии

Создан прототип устройства автоматической идентификации типа потребителя электрической энергии, который является основным звеном новой нетрадиционной системы диагностики и прогнозирования энергетических показателей электрической питающей сети. Проверена низкая чувствительность алгоритма, по которому работает прототип, к помехам в канале измерения.

Sinolitsyy A., Kolsun V., Kozlov V., Practical implementation of the prototype of automatic identification system of electricity consumers type

A prototype device of automatic identification system of the type of consumer of electricity is done. The device is a major component of the new alternative system of diagnosis and forecast of electric supply system state. Low sensitivity of the devices algorithm for noise in measuring channel is tested.

УДК 621.313: 378.147.88

Кузьменко А.С. Коломіц Г.В. Модернізація і експлуатація стендів лабораторії «електричних машин»

Розглянуто питання модернізації стендів лабораторії «Електричних машин». Зроблено обґрунтування доцільності подальшого переобладнання лабораторних стендів.

УДК 621.313: 378.147.88

Кузьменко А.С. Коломіц Г.В. Модернізація і експлуатація стендів лабораторії «електричних машин»

Розглянуто питання модернізації стендів лабораторії «Електричних машин». Зроблено обґрунтування доцільності подальшого переобладнання лабораторних стендів.

УДК 681.5.015: 622.7–52

Хоцкіна В. Б. Автоматизація процесів керування технологічним комплексом збагачення залізних руд з використанням моделей мереж Петрі

Розроблена адаптивна система управління комплексом збагачення залізних руд, в якій моделі мереж Петрі використані для оцінки зміни типів руди, що надходять на збагачення та розроблене також програмне забезпечення оптимізації завантаження кульових млинів першої стадії збагачення.

Хоцкина В. Б., Автоматизация процессов управления технологическим комплексом обогащения железных руд с использованием моделей сетей Петри

Разработана адаптивная система управления комплексом обогащения железных руд, в которой модели сетей Петри использованы для оценки изменения типов руды, которая поступает на обогащение и разработано так же программное обеспечение оптимизации загрузки шаровых мельниц первой стадии обогащения.

Khotskìna V.B., Management Processes Automatization of Iron Ores Enrichment's Technologic Complex with the Use of Petry Nets Models.

The adaptive management system of the iron ores enrichment's complex, in which the models of Petry nets are used for the change estimation of ore types, entering for the enrichment, is elaborated and the program xoftware of the sphere mills loading's optimization of the first stage of the enrichment, is elaborated too.

УДК 621.771.2

Чумаков В.П., Трунова А.Э., Гринь Д.В. Интенсификация режима обжатий при прокатке на блюминге

На основе максимального использования резерва трения между рабочими валками и прокатываемым металлом разработана новая технология прокатки слитков в дуо реверсивной клети.

Ключевые слова: трение, слиток, валок, дуо реверсивная клеть, технология прокатки.

Чумаков В.П., Трунова А.Е., Гринь Д.В. Інтенсифікація режиму обтискань при плющенні на блюмінгу

На підставі максимального використання резерву тертя між робочими валяннями і прокатуваним металом розроблено нову технологію плющення зливків в дуо реверсивної кліті.

Ключові слова: тертя, зливок, валок, дуо реверсивна кліть, технологія плющення.
Chumakoff V.P., Trunova A.E., Grin D.V. Intensification of the mode of wringing out at rolling on blooming
On the basis of the maximal use of reserve of friction between the workings fallings and rolled metal developed and described technology of rolling of bars in duo reversible cages.
Keywords: friction, bar, roller, duo reversible cage, technology of rolling.

УДК 622.795.4.001.57
Лобов В.Й., Співак О.О. Моделювання завантаження шихти між бункерами агломашини
Проаналізовано особливості сучасних автоматизованих систем керування автостеллою, призначеною для завантаження в бункерів шихтою, визначено та враховано основні їх недоліки. З використанням розробленого віртуального приладу завантаження шихти між бункерами агломашини, змодельованого у графічному середовищі LabView, наведено дослідження режимів роботи автостелли і отримано результати продуктивності завантаження шихти в бункери з різними визначеннями часу їх загрузки, зі зміною швидкості конвеєрної стрічки та швидкості переміщення візка.
Лобов В.Й., Певец О. О. Моделирование загрузки шихты между бункерами агломашины
Проанализированы особенности современных автоматизированных систем управления автостеллою, предназначенной для загрузки у бункеров шихтой, определенно и учтены основные их недостатки. С использованием разработанного виртуального прибора загрузки шихты между бункерами агломашины, смоделированного в графической среде LabView, приведено исследование режимов работы автостелли и получено результаты производительности загрузки шихты в бункера с разными определениями времени их загрузки, с изменением скорости конвейерной ленты и скорости перемещения тележки.

УДК 622.647.2
Єфіменко Л.І., **Тиханський М.П.**, Моделювання навантаження на опорні конструкції важких стрічкових конвеєрів
У роботі оцінено вплив режимів транспортування стрічкового конвеєра і зміни грансостава матеріалу на довговічність опорних конструкцій, запропоновано рівняння пошкодження конвеєрного ставу від названих чинників.
Ефименко Л.И., Тиханський М.П., Моделирование нагрузки на опорные конструкции тяжелых ленточных конвейеров
В работе оценено влияние режимов транспортирования ленточного конвейера и изменения грансостава материала на долговечность опорных конструкций, предложено уравнение повреждения конвейерного става от названных факторов.
Yefimenko L.I., Tihtanskiy M.P., Design load heavy supporting structures conveyor belt
The paper assessed the impact of the mode of transportation conveyor belt and change gransostava material for durability supporting structures, an equation damaged conveyor pool of these factors.

УДК 681.5
Жосан А. А., Кірсань Є.С., Аналіз методів моделювання об'єктів з розподіленими параметрами
Математичний опис теплових об'єктів з розподіленими параметрами є одним із важливих процесів, що покладені в основу моделювання та створення систем автоматичного керування процесами нагріву. У статті наведено основні прийоми математичного моделювання теплових об'єктів як об'єктів керування, їх недоліки та вказано напрямок покращання моделей.
Жосан А. А., Кирсань Е. С., Анализ методов моделирования объектов с распределенными параметрами
Математическое описание тепловых объектов с распределенными параметрами есть одним из важных процессов, которые положены в основу моделирования и создание систем автоматического управления процессами нагрева. В статьи приведены основные приемы математического моделирования тепловых объектов как объектов управления, их недостатки и указано направление улучшения моделей.
Zhosan A. A, Kirsan E. S, The analysis of methods of modelling of objects with the distributed parametres
The mathematical description of thermal objects with the distributed parametres is one of the important processes who are taken as a principle modelling and creation of systems of automatic control by heating processes. In articles the basic receptions of mathematical modelling of thermal objects as objects of management are resulted, their lacks and the direction of improvement of models is specified.

УДК 621.92
Жосан А.А. „Ліпанчиков С.І. Огляд та аналіз способів математичного опису дезінтеграційного обладнання як об’єктів керування
В статті дано короткий огляд найбільш поширених до цього часу на практиці прийомів математичного моделювання дробарного обладнання як об’єкта керування, вказано на їх основні недоліки та намічено підходи до їх подолання.
Жосан А.А., Липанчиков С.И. Обзор и анализ способов математического описания дезинтеграционного оборудования как объектов управления
В статье приведено короткое описание наиболее распространенных на данный момент основных приемов математического моделирования дробильного оборудования как объекта управления, указаны их основные недостатки и намечены подходы к их устранению.
Jhosan A.A. , Lipanchykov S.I. Review and analysis of the methods of mathematical description disintegration equipment as control objects
The brief review of the most widely used methods of mathematical modeling of crushing equipment as the control object is described in the article, their main disadvantages and the methods for removal of them are denoted as well.

УДК 681.011.56
Кондратець В.О., Сербул О.М., Обґрунтування системи комп’ютерної ідентифікації та регулювання розрідження

пульпи у кульових млинах з циркулюючим навантаженням
Запропоновано систему комп'ютерної ідентифікації розрідження пульпи та цифрової релейної стабілізації співвідношення руда/вода у кульовому млині з циркулюючим навантаженням.
Кондратец В.А., Сербул А.Н., Обоснование системы компьютерной идентификации и регулирования разрежения пульпы в шаровых мельницах с циркулирующим нагрузкой
Предложено систему компьютерной идентификации разжижения пульпы и цифровой релейной стабилизации соотношения руда/вода в шаровой мельнице с циркулирующей нагрузкой.
Kondratets V.A., Serbul O.M. Justification computer system identification and control dilution of the pulp in a ball mill circulating load
A system of computer identification dilution pulp and digital relay stabilization ratio of ore/water in ball mill with circulating load are proposed.

_____

УДК 621.771.22:62-52
Азарян А.А Кайгородов Р.А., Технология передачи информации в системе автоматизированного контроля и управления качеством минерального сырья
Проанализированы современные технологии беспроводной передачи информации на производстве, выбор и обоснование решения для применения в системе автоматизированного контроля и управления качеством на всех звеньях технологической цепи добычи и переработки минерального сырья АРМ «Качество».
Азарян А.А. Кайгородов Р.А., Технологія передачі інформації в системі автоматизованого контролю та управління якістю мінеральної сировини
Проаналізовані сучасні технології бездротової передачі інформації на виробництві, вибір і обґрунтування рішення для застосування в системі автоматизованого контролю та управління якістю на всіх ланках технологічного ланцюга видобутку і сировини АРМ «Якість».
Azarian A.A. Kaygorodov R.A., Technology transfer of information in computer-aided quality control and management of mineral resources
The analysis of modern technologies of wireless communication in the production, choice and justification of solutions for use in automated control and quality management at all stages of technology chain mining and enrichment of raw materials AWP "Quality".

_____

УДК 621.771.22:62-52
Харламенко В.Ю. Удосконалення методів узгодженого керування швидкостями обтискних валків головної кліті на блюмінгу
Обґрунтовано доцільність застосування оптимальних стохастичних систем узгодженого керування процесом обтиснення металу на блюмінгу. Запропоновано підхід до узгодженого керування швидкостями верхнього та нижнього валків на базі нечіткого регулятора, вхідними змінними якої є швидкості та прискорення валків, пружні моменти в кінематичній лінії стану та швидкості їх зміни, що відновлюються спостерігачем стану Калмана-Бьюсі за вимірюваними швидкостями якорів та струмами в якірних обмотках приводних двигунів обтискних валків.
Харламенко В.Ю. Усовершенствование методов согласованного управления скоростями обжимных валков главной клети на блюминге
Обосновано целесообразность применения оптимальных стохастических систем согласованного управления процессом обжатия металла на блюминге. Предложен подход к согласованному управления скоростями верхнего и нижнего валков на базе нечеткого регулятора, входными переменными которого являются скорости и ускорения валков, упругие моменты в кинематической линии стана и скорости их изменения, восстанавливающиеся наблюдателем состояния Калмана-Бьюси за измеряемыми скоростями якорей и токами в якорных обмотках приводных двигателей обжимных валков.
Kharlamenko V.Y. Improved methods consistently manage speeds crimp roll cage on the main blooming
Expediency of stochastic optimal process control systems consistent reduction of metal on blooming. An approach to a consistent speed control of the upper and lower rollers on the base of a fuzzy controller input variables which are the velocity and acceleration of the rolls, the elastic line of cinematic moments in the camp, and their rate of change, recovering an observer state of the Kalman-Bucy for anchors and measures the speed of the currents in the armature winding drive motors crimp rolls.

_____

УДК 622.331
Гнєушев В.О., Стадник О.С., Боблях С.Р., Вплив вологості високозольного торфу на ефективність пневматичної сепарації
Проаналізований можливий вплив різних форм вологи торфу на ефективність процесу пневматичної сепарації. Експериментально встановлена залежність середнього імовірнісного (за крупністю) при пневматичній сепарації торфу від вологості сировини та крупності розділення.
Гнеушев В.А., Стадник А.С., Боблях С.Р., Влияние влажности высокозольного торфа на эффективность пневматической сепарации
Проанализированный возможное влияние разных форм влаги торфа на эффективность процесса пневматической сепарации. Экспериментально установлена зависимость среднего вероятностного отклонения (по крупности) при пневматической сепарации торфа от влажности сырья и крупности разделения.
Hnieushev V.O., Stadnyk O.S., Bobliakh S.R., Moisture influence of peat with a high ash content on the efficiency of pneumatic separation
The influence of various forms of peat moisture on the efficiency of the pneumatic separation was analyzed. Experimentally the dependence of the average probabilistic deviation (by particle size) with pneumatic separation of peat on the moisture of

raw material and particle size of separation was set.

УДК 621.926:534.16

Кочура Є.В. ,Фаріс Самір Расми Альхурі, Автоматизація розкриття залізної руди у других і третіх стадіях подрібнення

Наведено наукове обгрунтування функціональної схеми автоматизації розкриття залізної руди в кульових млинах других та третіх стадіях подрібнення магнітозбагачувальних фабрик

Кочура Е.В. Фарис Самир Расми Альхури,Автоматизация раскрытия железной руды во вторых и третьих стадиях измельчения

Приводится научное обоснование функциональной схемы автоматизации раскрытия железной руды в шаровых мельницах вторых и третьих стадиях измельчения магнитообогатительных фабрик

Kochura E.V. Faris Samir Rasmi Alhuri, Automation disclosure of iron ore in the second and third stages of the grinding

Provides scientific basis of the functional scheme of automation the disclosure of iron ore in ball mills the second and third stages of the magnetic factory

---

УДК 532.5 (075.8)

Лапшин А.А. Улучшение экологии в местах добычи и хранения железной руды

В статье приведен анализ экологической ситуации в в районах добычи и переработки железных руд в Криворожском железорудном бассейне. Основным источником пылевыделения является эрозия почв на отвалах карьеров и в штабелях руды на открытых складах. Приведены теоретические зависимости для определения условий сдувания пылевых частиц и интенсивности пылевыделения.

Ключевые слова: пылевыделение, эрозия почв, аутогезионные силы; скорость сдувания пыли.

Лапшин О.О. Покращення екології в місцях видобутку та збереження залізної руди

У статті наведено аналіз екологічної ситуації в районах видобутку та збереження залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні. Основним джерелом пиловиділення є ерозія ґрунтів на відвалах кар'єрів і в штабелях руди на відкритих складах. Наведені теоретичні залежності для визначення умов здування полових часток та інтенсивності пиловиділення.

Ключові слова: пиловиділення, ерозія ґрунтів, аутогезійні сили, швидкість здування пилу.

Lapshin A.A. improvement of ecology in places of extraction and conservation of iron ore

This article describes the analysis the ecological situation in the mining areas and the processing of iron ores in the Krivoy Rog iron ore basin. The main source of dust emission is the erosion of soil pits and dumps in stacks of ore on the open storage. The theoretical dependence was given for determining the conditions of blowing dust and dust emission intensity.

Keywords: dust emission, soil erosion, autohesive force, speed blowing dust.

УДК 622.775

Ніколаєнко К.В., Євтєхов В.Д., Філенко В.В., Ніколаєнко П.К., Технологічні рішення збагачення бідних гематитових руд штату оріса (Індія), для отримання з них кондиційного концентрату

Розглянуто питання особливостей мінерального складу бідних гематитових руд штату Оріса (Індія), та послідовності технологічних операцій для отримання з них кондиційного залізовмісного концентрату.

Николаенко К.В., Евтехов В.Д., Филенко В.В. Николаенко П.К., Технологические решения обогащения бедных гематитових руд штата Ориса (Индия), для получения из них кондиционного концентрата

Рассмотрены вопросы особенности минерального состава бедных гематитових руд штата Ориса (Индия) и последовательности технологических операций для получения из них кондиционного железосодержащего концентрата

Nikolaenko K.V., Evtekhov V.D., Filenko V.V., Nikolaenko P.K. Issues of mineral composition peculiarities of low grade hematite ores from the state Orissa (India) and of sequence of technological operations for obtaining saleable iron containing concentrate have been studied.

The questions of particular mineral composition of the poor state of hematite ores Oris (India) and the sequence of processing steps to obtain from them conditioned iron concentrate

---

УДК 622.7:622.333

Самойлик В.Г. Исследование закономерностей образования коагуляционных структур в водоугольных суспензиях.

Рассмотрено влияние компонентов твердой фазы на прочностные характеристики водоугольных суспензий с использованием статистической теории прочности. Полученные данные дают возможность оценить вклад отдельных составляющих минеральной части угля в процесс формирования коагуляционной структуры водоугольных суспензий.

Самойлік В.Г. Дослідження закономірностей утворення коагуляцій них структур в водовугільних суспензіях.

Розглянуто вплив компонентів твердої фази на міцностні характеристики водовугільних суспензій з використанням статистичної теорії міцності. Одержані дані дають можливість оцінювати вклад окремих складових мінеральної частини вугілля в процесі формування коагуляційної структури водовугільних суспензій.

Samoylik V.G. The appropriate of coagulation structures formation investigation in coal-water slurries

There is considered the durability influence of hard phase components on descriptions of coal-water slurries with the use of statistical theory. The obtained data give an opportunity to estimate the contribution of separate constituents of mineral part of coal to the forming process of coagulation structure of CWS.

УДК 622.74

Ширяев А.А., Нескоромный Е.Н., Мироненко А.И., Самохина С.А., Старых С.С. Применение тонкого грохочения для повышения качества железорудного концентрата на обогатительной фабрике горно-обогатительного комплекса «АрселорМиттал Кривой Рог»

На основании анализа состояния техники и технологии тонкого грохочения на зарубежных железорудных обогатительных фабриках предложено её применение на горно-обогатительном комплексе ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» для повышения качества железорудного концентрата.

Ширяєв А.А., Нескоромний Є.Н., Мироненко А.И., Самохіна С.О., Старих С.С. Застосування тонкого грохочення для підвищення якості залізорудного концентрату на збагачувальній фабриці гірничо-збагачувального комплексу «АрселорМіттал Кривий Ріг»

На підставі аналізу стану техніки і технології тонкого грохочення на закордонних залізорудних збагачувальних фабриках запропоновано її застосування на гірничо-збагачувальному комплексі ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» для підвищення якості залізорудного концентрату**Shiriaev A.A., Neskoromniy J.N., Mironenko A.I., SamohinA C.A., Starykh S.S.** Application of thin crashing for upgrading of iron-ore concentrate on enrichment factory of mining-concentrate complex «ArselorMittal Krivoy Rog»

On the basis of analysis of the state of technique and technology of thin crashing on foreign iron-ore enriching factories its application is offered on ore mining-concentrate complex PC «ArselorMittal Krivoy Rog» for upgrading of iron-ore concentrate.

УДК 519.857.6

Кононенко В.В.Кононенко А.В. Рішення нелінійних задач у гірничий промисловості з використанням сплайн-методів

У статті показано метод рішення нелінійних задач з сепарабельними функціями, з апроксимацією системою кусочно-лінійних функцій. Завдяки зазначеним властивостям сплайнів встановлено, що вони непогано описують функції, представлені невеликим числом вузлових точок (завдяки плавності сплайн-кривих). Рішення з використанням сплайн-наближенням виявилося близьким до точного. Показано, що вирішуючи наближену задачу як задачу лінійного програмування, отримуємо оптимальне рішення задачі.

Кононенко В.В.Кононенко А.В.Решение нелинейных задач горной промышленности с использованием сплайн-методов

В статье показан метод решения нелинейных задач с сепарабельными функциями, с аппроксимацией системой кусочно-линейных функций. Благодаря отмеченным свойствам сплайнов установлено, что они неплохо описывают функции, представленные небольшим числом узловых точек (благодаря плавности сплайновых кривых). Решение с использованием сплайна оказалось близким к точному. Показано, что решая приближенную задачу как задачу линейного программирования, получаем оптимальное решение задачи.

Kononenko V.V.Kononenko A.V. The decision of nonlinear problems of mining industry with use of splines-methods

The article shows a method for solving nonlinear separable functions of the approximation system piecewise linear functions. Due to these properties splines revealed that they well describe the function represented a small number of nodal points (due to smoothness of spline curves). Decisions on the use of spline-approximation was close to accurate. It is shown that solving the approximate problem as a problem of linear programming, we obtain the optimal solution of the problem.

УДК 622.14+622.831

Борщевский С.В., Прокопенко Е.В., Масло С.В., Глебко В.В., Создание математической модели нахождения максимального компонента состава пород по пластам

В статье рассмотрены вопросы применения линейного программирования для нахождения максимального компонента среди работающих пластов в результате чего имеется возможность построить хронолитологическую модель данного месторождения. Данная модель позволит выявить экологически опасные зоны в пределах месторождения и дать рекомендации для дальнейшего использования месторождения.

Борщевський С.В., Прокопенко О.В., Масло С.В.,. Глебко В.В., Створення математичної моделі знаходження максимального компонента складу порід по пластам

У статті розглянуті питання застосування лінійного програмування для знаходження максимального компонента серед працюючих пластів внаслідок чого є можливість побудувати хронолітологічну модель даного родовища. Дана модель дозволить виявити екологічно небезпечні зони в межах родовища і дати рекомендації для подальшого використання родовища.

Borshchevskiy S.V., Prokopenko E.V., Maslo S.V, Glebko V.V., On the application of linear programming for forming waste deposits

The paper deals with the application of linear programming to find the maximum component of working seams so that there is an opportunity to build hronolitologicheskuyu model of the field. This model will identify environmentally hazardous areas within the field and to make recommendations for future use of the deposit.

Keywords: technogenic deposit ,component ,model hronolitologicheskaya.

УДК 622.14+681.332

Прокопенко Е.В. Математическая модель формирования отвала с учетом развития горных работ

В данной статье рассматривается концепция взаимосвязи формирования отвала с развитием горных работ. Принятая схема складирования пород в отвале позволяет определять конкретный горнопроходческих участок, с которого получен состав пород и характеристику состава пород этого участка.

Прокопенко Е.В., Математична модель формування відвалу з урахуванням розвитку гірничих робіт

У даній статті розглядається концепція взаємозв'язку формування відвалу з розвитком гірничих робіт. Прийнята схема складування порід у відвалі дозволяє визначати конкретну гірничопрохідницьку ділянку, з якої отриманий склад порід і характеристику складу порід цієї ділянки.

Prokopenko E.V., Mathematical model of dumping in view of mining

This article examines the concept of the relationship with the formation of the blade of mining operations. Storage scheme is

adopted in the heap of rocks allows you to define a specific area of mining is received from rock composition and characteristics of the rocks of this area.

УДК 519.2.5105

Поркуян О.В., Озорнін О.Ю. Моделювання процесу синтезу метанолу як об'єкта керування

У статті розглянуто кінетичне моделювання процесу синтезу метанолу в залежності від умов реалізації процесу. Сформульовані в загальному вигляді моделі синтезу метанолу–сирцю на основі матеріального та теплового балансу.

Design of process of synthesis of метанолу as management object

Поркуян О.В., Озорнін О.Ю. Моделирование процесса синтеза метанола как объекта управления

В статье рассмотрено кинетическое моделирование процесса синтеза метанола в зависимости от условий реализации процесса. Сформулированы в общем виде модели синтеза метанола-сырца на основе материального и теплового баланса.

Porkujan O.V., Ozornin O.Ju. Design of process of synthesis of метанолу as management object

In this paper we deal with kinetic modeling of the methanol synthesis, depending on the conditions of the process. Models of the methanol synthesis in the general form based on the material and heat balance are formulated.

УДК 519.7.004.94

Хараджян Н.А., Хараджян О.А. Особливості розробки інтерактивних інтерфейсів у СКМ Sage

Розглядаються особливості побудови інтерфейсів системи комп'ютерної математики SAGE. А також наведеню особливості реалізації інтерактивних інтерфейсів, які обумовлені структурою системи SAGE. Розглянуто реалізацію елементів інтерфейсів інтерактивних моделей для дослідження складних систем.

Хараджян Н.А., Хараджян А.А. Особенности разработки интерактивных интерфейсов в СКМ SAGE

Рассматриваются особенности построения интерфейсов системы компьютерной математики SAGE. А также приведены особенности реализации интерактивных интерфейсов, которые обусловлены структурой системы SAGE. Рассмотрены реализацию элементов интерфейсов интерактивных моделей для исследования сложных систем.

Kharadzhian N.A., Kharadzhian A.A. Features of the development of interactive interfaces in the SCM SAGE

Considers features of construction interfaces system Computer Mathematics SAGE. And are the features of the interactive interfaces, which are due to the structure of SAGE. Consider the implementation of elements of the interface interactive models for the study of complex systems.

УДК 712.25

Тімченко Р.О., Крішко Д.А., Шевчук О.В., Петрова Л.В. використання порушених територій під об'єкти рекреаційних зон в містобудівному проектуванні

Розглядається питання використання порушених територій для містобудівного проектування.

Ключові слова: рекультивація, кар'єр, шкода землі.

Тимченко Р.А., Кришко Д.А., Шевчук А.В., Петрова Л.В. Использование нарушенных территорий под объекты рекреационных зон в градостроительном проектировании

Рассматривается вопрос использования нарушенных территорий для градостроительного проектирования.

Ключевые слова: рекультивация, карьер, ущерб земле.

Timchenko R.O., Krishko D.A., Shevchuk A.V., Petrova L.V. Areas under the objects of recreational zones in city-planning design

In the given article is viewing the problem of damaged territories use for city planning.

Keywords: recultivation, open pit, damage lands

УДК 622 1:528

Шевченко В.М., Белоусенко В.В., Черкасова Л.П.. Бурлаченко Т.И., Якуш Н.Н.

Применение метода горизонтального направленного бурения при строительстве инженерных коммуникаций в условиях плотной застройки города Кривого Рога.

Рассмотрен вопрос строительства инженерных сетей в условиях плотной застройки города Кривого Рога методом горизонтального направленного бурения.

Ключевые слова: **подземные сети, канализация, прокладка, установка, горизонтальное бурение.**

Шевченко В.М., Белоусенко В.В., Черкасова Л.П.. Бурлаченко Т.І., Якуш Н.Н. Застосування методу горизонтального направленого буріння при будівництві інженерних комунікацій в умовах щільної забудови міста Кривого Рогу

Розглянуто питання будівництва інженерних мереж в умовах щільної забудови міста кривого рога методом горизонтального направленого буріння.

Ключові слова: **підземні мережі, каналізація, прокладка, установка, горизонтальне буріння**

Shevchenko V.M., Belousenko V.V., L.P. Cherkasova, T.I. Burlachenko, N.N. Yakush **Application of horizontal directional drilling method at engineering communications construction under restrained urban conditions of Krivor Rog city**

The issue of the engineering communications construction under restrained urban conditions of the Krivoy Rog city by horizontal directional drilling.

Keywords: underground networks, sewer structure, laying, installation, horizontal drilling

---

УДК 504(075.8)

Часова Э.В., Ивчук В.В. Эколого-химическая характеристика и методы защиты окружающей среды от фенола

Рассмотрена эколого-химическая характеристика фенола и его производных. Приведены некоторые методы защиты

окружающей среды от фенольных соединений. Показана эффективность использования органических и неорганических сорбентов, а также методов окисления фенолов кислородом воздуха и перекисью водорода.
Ключевые слова: экология, окружающая среда, фенол, промышленные яды, сорбенты, окисление фенолов
Часова Е.В., Івчук В.В. Еколого-хімічна характеристика та методи захисту навколишнього середовища від фенолу
Розглянута еколого-хімічна характеристика фенолу і його похідних. Наведено деякі методи захисту навколишнього середовища від фенольних сполук. Показано ефективність використання органічних та неорганічних сорбентів, а також методів окислення фенолів киснем повітря і перекисом водню.
Ключові слова: екологія, оточуюче середовище, фенол, промислові отрути, сорбенти, окиснення фенолів
Chasova E.V., Ivchuk V.V. Ecological and chemical characteristics and methods to protect the environment from the phenol
Considered eco-chemical characteristics of phenol and its derivatives. Are some methods to protect the environment from the phenolic compounds. The efficiency of organic and inorganic sorbents, as well as methods of phenol oxidation by atmospheric oxygen and hydrogen peroxide.
Key words: ecology, environment, phenol, industrial poisons, sorbents, the oxidation of phenols

---

УДК 622.7.092: 542.86
Шупов В.П., Шайда Р.П. Учет контактных электромагнитных помех при конструировании промышленных металлодетекторов
Рассмотрена проблема конструирования и эксплуатации промышленных металлодетекторов с точки зрения необходимости учета контактных электромагнитных помех. Проведен анализ причин возникновения данной проблемы. Предложено направление повышения помехоустойчивости промышленных металлодетекторов к контактным электромагнитным помехам.
Металлодетектор, защита, дробилка, электромагнитные помехи.
Шупов В.П., Шайда Р.П. Врахування контактних електромагнітних перешкод при конструюванні промислових металодетекторів
Розглянута проблема конструювання і експлуатації промислових металодетекторів з точки зору необхідності врахування контактних електромагнітних перешкод. Проведений аналіз причин виникнення даної проблеми. Запропонований напрям підвищення перешкодостійкості промислових металодетекторів до контактних електромагнітних перешкод.
Металодетектор, захист, дробарка, електромагнітні перешкоди
Shupov V.P., Shayda R.P. The accounting of contact electromagnetic hindrances when designing industrial metaldetectors.
The problem of designing and operation of industrial metaldetectors from the point of view of need of the accounting of contact electromagnetic hindrances is considered. The analysis of the reasons of emergence of this problem is carried out. The direction of increase of a noise stability of industrial metaldetectors to contact electromagnetic hindrances is offered.
Metaldetector, protection, crusher, electromagnetic hindrances.

УДК 621.315.052.7 – 621.395.14.
Синчук О.Н., Гузов Э.С, Пархоменко Р.А. Анализ потребления электрической энергии участковыми понизительными подстанциями железорудных шахт.
В работе получены реальные графики электрических нагрузок УПП железорудных шахт Криворожского железорудного бассейна с целью определения тактики оценки их реальных максимальных и средних значений.
Ключевые слова: участковые подстанции, трансформаторы, графики нагрузок.
Сінчук О.Н., Гузов Е.С., Пархоменко Р.О. Аналіз споживання електричної енергії дільничними знижувальними підстанціями залізорудних шахт.
В роботі отримані реальні графіки електричних навантажень ДЗП залізорудних шахт Криворізького залізорудного басейну з метою визначення тактики оцінювання їх реальних максимальних і середніх навантажень.
Ключові слова: дільничні підстанції, трансформатори, графіки навантажень.
Sinchuk O.N., Guzov E.S., Parkhomenko R.A. Analysis of electric energy consumption of the precinct substation iron mines.
The paper presents a realistic schedule of electrical loads precinct down substations iron mines Krivoy Rog iron ore basin in order to determine the tactics to assess their actual maximum and average values.
Keywords: district substations, transformers, graphics loads.

УДК 528.73: 528.1
Лесовой А.А. Исследования ошибок внешних условий методами фотограмметрии.
Рассмотрены физические источники ошибок фотоснимков. Разработана фотограмметрическая методика наблюдения за рефракцией. В методике приведен порядок полевых измерений и камеральной обработки. Приведены результаты исследования суточного изменения рефракции.
Лєсовой О.А. Дослідження помилок зовнішніх умов методами фотограмметрії.
Розглянуто фізичні джерела помилок фотознімків. Розроблена фотограмметрична методика спостереження за рефракцією. У методиці наведено порядок польових вимірювань і камеральної обробки. Наведено результати дослідження добової зміни рефракції.
Lesovoy A.A. Studies of errors in external conditions of photogrammetry.
The physical sources of error pictures. Photogrammetric technique developed monitoring refraction. The methodology describes how field measurements and post-processing. The results of investigation of the daily change in refraction.
УДК 669.162
Ярош Т.П., Плотніков В.В., Марасанова О.В. Термодинамічні особливості десульфурації піритних недогарків при їх окускуванні

Наведено термодинамічний аналіз процесів за участю сірковмісних компонентів піритних недогарків при їх переробці в металургійному виробництві

Ярош Т.П., Плотников В.В., Марасанова О.В. Термодинамические особенности десульфурации пиритных огарков при их окусковании

Приведен термодинамический анализ процессов с участием серосодержащих компонентов пиритных огарков при их окусковании

Yarosh T.P., Plotnikov V.V., Marasanova O.V. Thermodynamics features desulfurization pyrite cinders in their agglomeration

Thermodynamic analysis of proc

УДК 621.924.093.048

Рязанцев А.А. Способ профилирования зуборезного инструмента и устройство для контроля профиля

Рассмотрен способ, который повышает точность профилирования винтовых поверхностей зубообрабатывающих инструментов и метод контроля профилей зубьев зубчатых колес.

Рязанцев А.О. Спосіб профілювання зуборізного інструменту та пристрій для контролю профіля

Розглянуто спосіб, який підвищує точність профілювання гвинтових поверхонь зуборізних інструментів ті метод контролю профілів зубчатих коліс.

Ryazancev A.A. Cutting tools profiling method and apparatus for profile control

A method which improves the accuracy of helical surfaces profiling gear cutting tools and methods to control teeth profiles of gears.

УДК 622.271.33

Романенко А.О. Районування кар'єрного поля по фактору тріщинуватості з використанням GNSS – технологій

В статье описывается проделанная работа по съёмке трещин южного и восточного бортов Ингулецкого карьера с использжованием GNSS технологий и её результаты, направленные на районирование карьера по фактору трещиноватости. Выделены зоны карьерного поля в которых прослеживается наибольшее влияние данного фактора.

Романенко А.А. У статті описується виконана робота зі зйомки тріщин Південного та Східного бортів Інгулецького кар'єру з використанням GNSS технологій і її результати, направлені на районування кар'єру по факторі тріщинуватості. Виділені зони кар'єрного поля в яких прослідковується найбільший вплив даного фактора.

Romanenko A.A. In article the done work on shooting of cracks of the southern and east boards of the Inguletsky pit with use of GNSS technologies and its results, directed on division into districts of the career on a factor of a cracks is described. Zones of the career field, in which the greatest influence of this factor is traced, are allocated.

УДК 338.22 : 621.926/927

Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Гук А.Ю., Самохина С.А., Нестерук Н.И. Систематизация экономических показателей в нормах технологического проектирования дробильно-обогатительных фабрик.

При разработке норм технологического проектирования дробильно-обогатительных фабрик определена система технико-экономических показателей проектов, обеспечивающая объективное сравнение вариантов проекта и выбор наиболее экономичного варианта развития производства. В систему критериев динамической оценки вариантов проектов введен показатель суммарных затрат.

Грицина О.Є., Драгун Б.Т., Гук А.Ю., Самохіна С. О., Нестерук Н.І. Систематизація економічних показників в нормах технологічного проектування дробильно-збагачувальних фабрик.

При розробці норм технологічного проектування дробильно-збагачувальних фабрик визначена система техніко-економічних показників проектів, що забезпечує об'єктивне порівняння варіантів проекту і вибір найбільш економічного варіанту розвитку виробництва. У систему критеріїв динамічної оцінки варіантів проектів введено показник сумарних витрат.

Gritcina A., Dragun B., Gook A., Samokhina S., Nesteruk N. Systematization of economic indicators in the norms of the technological planning of crush-concentrating factories.

At development of norms of the technological planning of crush-concentrating factories the system of technic and economic indexes of projects, providing objective comparison of alternate designs and choice of the most economical variant of development of production, is certain. The index of total expenses is entered in the system of criteria of dynamic estimation of variants of projects.

Ключевые слова: нормы проектирования, дробильно-обогатительные фабрики, горнодобывающие предприятия, капитальные инвестиции, эксплуатационные расходы, приведенные и суммарные затраты

Keywords: norms of the technological planning, the crush-concentrating factory, mining enterprises, capital investment, operation costs, total and summary costs.

УДК 332.49:34

Світличний О.В. Теоретико-правові засади місцевого економічного розвитку в Україні

У статті досліджено теоретико-правові основи місцевого економічного розвитку в Україні: територіальний устрій, землеустрій, систему планування територій.

А.В. Светличный Теоретико-правовые принципы местного экономического развития в Украине

В статье исследовано теоретико-правовые основы местного экономического развития в Украине: территориальный уклад, землеустройство, систему планирования территорий.

Svitlychnyi O. Theoretical and legal fundamentals of local economic development in Ukraine

In the article some theoretical and legal fundamentals of local economic development in Ukraine: territorial system, land arrangement, system of territory planning have been researched.

УДК 336.7+338.4

Зінченко О.А. Теоретико- методологічні підходи до удосконалення механізму управління фінансовою санацією підприємства

Удосконалено підходи до проведення фінансової санації підприємства шляхом виокремлення інституційних, функціональних та фінансово-економічних складових організаційно-економічного механізму управління санацією. Наведено характеристику таких складових, охарактеризовано їх вплив на результати санації.

Зинченко Е.А. Теоретико-методологические подходы к усовершенствованию механизма управления финансовой санацией предприятия

Усовершенствованы подходы к проведению финансовой санации предприятия путём выделения институциональных, функциональных и финансово-экономических составляющих организационно-экономического механизма управления санацией. Предложена характеристика таких составляющих, охарактеризовано их влияние на результаты санации.

Zinchenko O.A. Theoretic-methodological going near the improvement of mechanism of management financial санацией of of enterprise

The article considers the assessment of the cost impact of funding on the quality of profits. A graphic hike is offered to measuring of quality arrived on the basis of estimation of size and structure of financing of enterprise activity, and also the indexes of estimation of quality of income of enterprise are improved.

УДК 622.012: 330.142.211.4

Калиниченко В.А., Калиниченко Е.В., Спивак Л.В. Концепция амортизационной политики горных предприятий на современном этапе

Предложены новые направления инвестиционной деятельности горных предприятий. Показаны условия формирования амортизации на предприятиях горнодобывающего комплекса, проведен анализ используемых методов амортизации.

Калініченко В.О., Калініченко Е.В., Співак Л.В. Концепція амортизаційної політики гірничих підприємств на сучасному етапі

Запропоновано нові напрямки інвестиційної діяльності гірничих підприємств. Показані умови формування амортизації на підприємствах гірничодобувного комплексу, проведено аналіз використовуваних методів амортизації.

Kalinichenko V.A., Kalinichenko E.V., Spivak L.V. Concept depreciation policy mining companies todaysuggest new directions of investment activities of mining companies

Suggest new directions of investment activities of mining companies. Conditions for the formation of depreciation in the mining

---

УДК 622:7

Бабец Е.К., Гребенюк С.Я. Разработка оптимальной системы ценообразования на железорудную продукцию при организации биржевой торговли в современных условиях рынка

Выявлено несовершенство существующих методов экономической оценки качества железорудной продукции. Разработан интегральный показатель качества железорудной продукции с целью практической реализации при ценообразовании в сбытовой деятельности и биржевой торговле, приводящий различные виды железорудной продукции к commodity

Бабець Є.К., Гребенюк С.Я. Розробка оптимальної системи ціноутворення на залізорудну продукцію при організації біржової торгівлі в сучасних умовах ринку

Виявлено недосконаліть існуючих методів економічної оцінки якості залізорудної продукції. Розроблено інтегральний показник якості залізорудної продукції з метою практичної реалізації при ціноутворенні у збутовій діяльності і біржовій торгівлі, що приводить різні види залізорудної продукції до commodity.

Babets E.K., Grebenik S.Y. Development an optimal pricing system for iron ore products in organizing the stock trading in modern market conditions

Detected shortcomings of existing methods of economic evaluation of the quality iron ore products. Developed an integral quality indicator of iron ore products to practical implementation in pricing, sales activity and stock trading that recalculates the different types of iron ore products to the commodity.

УДК 658.589

Турило А.М., Адаменко М.В. Визначення сутності економічної категорії «інноваційний потенціал персоналу підприємства»

У статті розглянуто наукові підходи до визначення сутності інноваційного потенціалу персоналу підприємства. Запропоновано його розглядати як поєднання інноваційного і кадрового потенціалів підприємства у межах здійснення ним інноваційної діяльності. Надано авторське визначення інноваційного потенціалу персоналу підприємства.

Ключові слова: інноваційний потенціал, кадровий потенціал; інноваційний потенціал персоналу

Турило А.М., Адаменко М.В. Определение сущности экономической категории «инновационный потенциал персонала предприятия»

В статье рассмотрено научные подходы к определению сущности инновационного потенциала персонала предприятия. Предложено его рассматривать как объединение инновационного и кадрового потенциалов предприятия в пределах осуществления ним инновационной деятельности. Дано авторское определение инновационного потенциала персонала предприятия.

Ключевые слова: инновационный потенциал, кадровый потенциал, инновационный потенциал персонала

Turylo A.M., Adamenko M.V. Determination of essence of economic category is «innovative potential of personnel of enterprise»

In the article the scientific going is considered near determination of essence of innovative potential of personnel of enterprise. He is offered to examine as an association of innovative and skilled potentials of enterprise within the limits of realization by him to innovative activity. Author determination of innovative potential of personnel of enterprise is given.

Keywords: innovative potential, skilled potential, innovative potential of personnel

УДК 622.3: 061.6.0012

Е.К. БАБЕЦ , канд. техн. наук, проф. кафедры МиА,
директор научно-исследовательского горнорудного института
(НИГРИ ГВУЗ «КНУ»)

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА (80 ЛЕТ ПО ПУТИ РАЗВИТИЯ ГОРНОЙ НАУКИ)

Научно-исследовательский горнорудный институт (НИГРИ) был организован в феврале 1933 г. в г. Днепропетровске и в 1935 г. переведен в г. Кривой Рог. Основная задача, поставленная при организации института - научно-техническое обеспечение наращивания объемов и повышение эффективности добычи железной руды в Криворожском железорудном и Никопольском марганцеворудном бассейнах. В довоенный период институт решал задачи расширения сырьевой базы, создания эффективной технологии горных работ, средств механизации, совершенствования вопросов вентиляции, изучения горного давления, разработки и внедрения передовых методов организации труда.

Ученые НИГРИ впервые в стране разработали и испытали методы отбойки руды штанговыми шпурами длиной до 12 м, которые послужили основой при создании прогрессивных для того времени вариантов системы подэтажного обрушения (А.П. Володин, Р.А. Кадырбаев, А.Н. Коваленко). Выполнялись работы по магнитному обогащению магнетитовых кварцитов, на основе которых был получен большой и обстоятельный материал для проектирования обогатительных фабрик (В.И. Кармазин).

Исследования по механизации велись по следующим направлениям:

исследование режимов разрушения пород и создание горных машин и инструментов для бурения шпуров и скважин;

исследование внутришахтного транспорта и разработка средств механизации и повышения производительности транспорта;

разработка технических мероприятий, обеспечивающих нормальные условия эксплуатации воздушно-силового хозяйства.

первые в мире разработан буровой агрегат ударно-вращательного действия с перфоратором, входящим в скважину. Эта разработка послужила мощным толчком для создания высокопроизводительных буровых станков, а ее автор А.К. Сидоренко был удостоен звания Лауреата Ленинской премии.

Была разработана и внедрена система организации работ внутришахтного транспорта с применением диспетчерской службы, что позволило повысить производительность труда подземной электровозной откатки и вдвое сократить электровозный парк (Т.М. Шилов, В.В. Крутий). По техническим условиям НИГРИ (Г.Т. Ямковой, М.И. Варич) был создан шахтный электровоз.

Впервые на марганцевых шахтах была разработана и испытана доставка руды из очистного забоя при помощи конвейеров (Г.М. Шилов, С.В. Манзон).

Большое внимание уделялось проблеме вентиляции шахт (В.С. Романов) и выполнена работа по дистанционному управлению вентиляторами и вентиляционными дверьми (Г.М. Шилов).

Выполнен большой объем работ по геологии и гидрогеологии (Н.П.Семененко и др.).

За предвоенный период в НИГРИ сложился и окреп коллектив ученых - авторов исследований, в которых решались самые злободневные для горнорудных предприятий задачи. Ученные в полной мере обеспечивали железорудные и марганцеворудные предприятия необходимой научно-технической документацией и способствовали тому, что объем добычи руды в Кривбассе вырос за 1933-1940 гг. более чем вдвое.

В годы Великой Отечественной войны институт был эвакуирован на Урал.

Основным направлением работы НИГРИ в годы эвакуации было оказание научно-технической помощи горнорудным предприятиям Урала и Казахстана в резком наращивании в соответствии с требованиями военного времени объемов добычи руды для обеспечения металлургических предприятий сырьем. В этот период были внедрены сдвоенные уступы на карье-

рах, многозабойное бурение на шахтах, разработаны и внедрены эффективные системы разработки на рудниках Бакальском, Гороблагодатском, Высокогорском (Д.Л. Тартаковский, А.В. Прищепа, А.П. Володин, Г.М. Малахов) Институт создал и внедрил системы разработки, обеспечивающие селективную выемку марганцевых руд Полуночного месторождения, выявил запасы и разработал методы добычи марганцевых руд месторождений Полуночного и Марсятского, что имело особое значение, т.к. месторождения марганцевых руд на Украине находились на оккупированной территории, а без марганца нельзя было выплавить металл для вооружения.

Через несколько недель после освобождения в 1944 г. институт вернулся в г. Кривой Рог и приступил к выполнению исследований, тематика которых определялась необходимостью скорейшего восстановления разрушенных и затопленных шахт.

Коллективом института были составлены паспорта затопленных шахт, разработаны эффективные способы откачки воды, обобщен и распространен передовой опыт восстановления разрушенных рудников.

В послевоенный период широко развернулись работы по созданию новых систем разработки. Широкое распространение на рудниках страны получила система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами, за создание и внедрение которой авторский коллектив под руководством А.П. Володина получил Государственную премию СССР.

Широкий размах получили исследования горного давления и сдвижения горных пород. Были установлены закономерности нарастания и распределения горного давления, разработаны звукометрический метод и аппаратура для наблюдения за развитием местных разрушений, как предвестник разрушений большого масштаба (И.Д. Ривкин, В.П. Запольский, П.А. Богданов, А.В. Недзвецкий). Созданы научные основы выбора способа крепления и типа крепи. Внедрены металлические крепи из спецпрофиля, что значительно улучшило состояние горных выработок и повысило безопасность горнорабочих.

Ученые НИГРИ при проведении большей части работ широко использовали научные методы исследований, основанные на аналитических расчетах, математической статистике, включающей теорию вероятности, теорию распределений, парный и множественный корреляционный анализ и др.

В НИГРИ впервые в горнорудной промышленности была разработана методика, созданы экономико-математические модели и программы их решения на ЭВМ для выбора схем вскрытия месторождений (Я.Р. Энгель и др.), метод составления смет на горно-капитальные работы с помощью ЭВМ (В.С. Петриченко). Научно-технической базой для перехода на крупномасштабное производство стали, созданные в 50-х и 60-х годах, основные разработки НИГРИ, такие, например, как способ сдвоенного вскрытия горизонтов шахт, при котором на 25% уменьшается объем горно-капитальных работ (П.Н. Таран, Г.К. Хижняк и др.), аппаратурный контроль состояния армировки стволов и плавности движения подъемных сосудов, позволяющий увеличить пропускную способность шахтных стволов и производительность шахт (А.Е. Гавруцкий, Г.Н. Мушинский, Ф.Л. Моренков, В.И. Чепурной).

Обоснована целесообразность замены порошкообразных ВВ гранулированными, внедрение которых позволило механизировать взрывные работы, повысить производительность труда взрывников в 6-8 раз (Ю.С. Мец, А.З. Подорванов, В.А. Салганик), новые варианты систем разработки (А.П. Володин, К.И. Куевда), паспорта систем разработки (А.П. Володин, Е.Д. Прилипенко, В.И. Сильченко, В.В. Цариковский, В.А. Салганик).

В этот период круг исследуемых НИГРИ проблем настолько расширился, а сами проблемы настолько важны и перспективны, что для их эффективного решения были созданы институты Механобрчермет, ВНИПИРУДМаш, ВНИИБТГ, ДонНИГРИ и ВостНИГРИ в которые НИГРИ передал часть своей тематики вместе со специалистами и оборудованием, оказывал помощь при их организации и становлении.

Широкое распространение на рудниках получила разработанная в НИГРИ впервые в СССР технология выпуска и доставки руды с использованием вибрационных конвейеров, что позволило довести производительность очистного забоя до 700-100 т/смену (И.И. Каварма, Е.Д. Прилипенко, В.А. Берестнев, И.П. Грибанов).

Совокупность разработанных расчетных методов определения параметров конструктивных элементов систем разработки и управления горным давлением позволили практически исклю-

чить неуправляемое самообрушение руд и пород, в то время как до применения этих методов случаи самообрушения достигали 26-50 % (И.Д. Ривкин, В.П. Волощенко, Е.П. Чистяков и др.).

Крупные работы выполнялись в области рационального и комплексного использования сырьевых ресурсов, расширения сырьевой базы. По рекомендациям института начаты промышленное освоение подземной добычи магнетитовых кварцитов, повторная разработка месторождений железных руд. Установлена возможность получения железорудного концентрата из отходов обогатительного передела (В.М. Казак, Е.Д. Прилипенко, В.И. Батитель, В.Г. Борисенко).

Комплекс работ по созданию и внедрению технологии снижения потерь в недрах и повышению качества товарной продукции при подземной добыче руд в Криворожском бассейне был удостоен премии Совета Министров СССР (А.Р. Черненко, В.М. Козак, В.И. Батитель, В.К. Плеханов, В.З. Семешин, И.С. Ляш).

На предприятиях по добыче руд черных и цветных металлов, химической промышленности внедрены методы и средства отбойки скважинными зарядами с осевым (воздушным) волноводом (В.А. Салганик, Г.А. Воротеляк, С.С. Железняк).

Разработаны основные положения шахты нового технико-экономического уровня (шахты будущего) (Е.Д. Прилипенко, Н.И. Дядечкин, В.А. Салганик, И.П. Кононов).

В области открытой разработки исследования были направлены на изыскание эффективных методов вскрытия, схем транспортирования горной массы, способов ведения буровзрывных работ. Были разработаны и внедрены системы автомобильно-конвейерного и железнодорожно-конвейерного транспорта в схемах ЦПТ, режимы горных работ, планирования горных работ (В.Г. Близнюков, В.А. Ковальчук, Б.Е. Ященко, А.Н.Костянский), теоретические основы управления сейсмическим действием массовых взрывов (А.В. Сергейчук, В.В. Кудинов, Т.Т. Седунова).

С 1967 г. НИГРИ является головным институтом по подземной добыче руд черных металлов в СССР и открытой разработке на Украине.

НИГРИ выполняет геомеханическое обеспечение горных работ по технологии отработки месторождения Запорожского железорудного комбината в сложных гидрогеологических условиях под водонапорным водоносным горизонтом (В.П. Волощенко, В.П. Шендрик, Е.П. Чистяков, С.А. Кулиш).

НИГРИ разработал и освоил новую технологию и оборудование по производству бурового инструмента, показатели надежности которого соответствуют лучшим зарубежным аналогам. Инструмент использовали не только на Украине, но и поставляли на экспорт.

В 70-х годах на базе НИГРИ был создан первый в горнорудной подотрасли научно-технический комплекс в составе научных подразделений, экспериментально-производственных мастерских, проектно-конструкторского подразделения, специализированного подразделения «Спецмонтажшахтопроходка».

Институт систематически оказывал научно-техническую помощь горнорудным предприятиям стран Восточной Европы.

За большой вклад в развитие сырьевой базы черной металлургии, создание прогрессивных технологий добычи руд черных металлов, наращивание объемов и повышение эффективности горнорудного производства НИГРИ был награжден орденом Трудового Красного Знамени.

В начале 90-х годов институт пережил тяжелый кризис в связи с изменениями в политической и экономической жизни Украины, резким падением объемов производства, приватизацией горнорудных предприятий, ликвидацией государственного инновационного фонда и бюджетного финансирования. Но и в это время НИГРИ продолжал участвовать в решении наиболее важных проблем.

Была выполнена научно-исследовательская работа по оценке существующего положения на горнорудных предприятиях и дан прогноз развития горнопромышленного комплекса в условиях независимой Украины (В.Г. Близнюков, Е.Д. Прилипенко, Л.А. Штанько, В.А. Салганик). Результаты этой работы вошли составной частью в Концепцию развития горно-металлургического комплекса и в дальнейшем в Государственную Программу развития горно-металлургического комплекса, на основе которой планировали свою работу горнорудные предприятия Украины в последующие годы.

В период 1991-2012 гг. институт выполнил ряд научно-исследовательских работ, внедрение которых способствует успешной работе горнорудных предприятий.

Оптимизированы параметры карьеров с учетом направления горных работ, проведены исследования по расширению карьеров и включению в отработку законтурных запасов, что продлевает срок работы карьеров.

О результативности работ коллектива свидетельствуют факты занесения института в «Золотую Книгу Украинской элиты», награждения «Почетной грамотой Кабинета Министров Украины», присуждения группе сотрудников НИГРИ Государственной премии Украины в области науки и техники за разработку и внедрение высокоэффективной, природоохранной технологии добычи полезных ископаемых в сложных гидрогеологических условиях (В.Г. Близнюков, А.Н. Малый, Е.П. Чистяков).

Наряду с традиционными направлениями институт в настоящее время развивает новые направления. В связи с длительной эксплуатацией месторождений Кривбасса (более 130 лет) без учета изменения экологической обстановки в пределах Криворожского бассейна возможно возникновение непредсказуемой чрезвычайной ситуации. Для решения этой проблемы институтом проводится ряд работ.

Для комплексного решения этой проблемы в соответствии с поручением премьер-министра Н.Я. Азарова и распоряжением Министерства промышленной политики Украины НИГРИ с привлечением ряда институтов и организаций разработал проект «Концепции государственной программы исследования состояния техногенной части земной коры Криворожского бассейна для предупреждения возникновения на его территории катастрофы природного и техногенного характера на 2013-2016 гг.». После утверждения Концепции и Программы будут проводиться работы в соответствии с Программой. Одновременно с выполнением этой Программы в институте начаты работы по созданию геоинформационной системы непрерывного геомеханического мониторинга (ГИС).

За последние годы в соответствии с изменениями в социально-экономической политике развития приватизированных предприятий претерпела изменение и стратегия развития института. Большое внимание уделяется геолого-экономической оценке месторождений с использованием компьютерных геолого-экономических моделей (Е.Ю. Грицай, А.А. Сова, А.В. Петрухин), разработке энергосберегающих технологий на предприятиях горно-металлургического комплекса, совместной открыто-подземной разработке месторождений (Е.К. Бабец, А.А. Сова), повторной их разработке, эффективных и безопасных методов проведения массовых взрывов с использованием новых взрывчатых веществ, методов расчета параметров буровзрывных работ (Г.А. Воротеляк, Т.Т. Седунова), разработке «Стратегии развития горных предприятий (шахт и ГОКов)» (Е.К. Бабец, С.Я. Гребенюк).

Использование современных методов исследований с применением резонансно-акустического профилирования (РАП) и естественного импульсного электромагнитного поля Земли (ЕИЭМПЗ) позволяют определить состояние массива карьера, подработанного подземными работами(В.И.Чепурной, С.И. Ляш, Е.Ю. Грицай)..

Создана проектная группа для выполнения работ по проектному сопровождению научно-исследовательских работ.

В 2012 г. НИГРИ вошел в состав Криворожского национального университета и преобразован в Научно-исследовательский горнорудный институт Государственного высшего учебного заведения «Криворожский национальный университет» (НИГРИ ГВУЗ «КНУ»).

Збірник наукових праць

В і с н и к

Криворізького національного університету

Випуск 34
Редактор, коректор Наумова Н.В., Тумасова О.Г.
Комп'ютерний набір, верстка Самойлюк О.Г.

Здано в набір 23.01.17**.** Підписано до друку 26.04.13 за рекомендацією Вченої Ради
ДВНЗ «Криворізький національний університет», протокол № 7.
Формат 60×84/8. Ум. друк. арк. 42,1 Тираж 150 прим.
Замовл. № 4. Укр., рос.

Надруковано:
ФОП Бурова Оксана Анатоліївна
Свідоцтво ДП № 159-р від 26.03.13.
50084 м. Кривий Ріг, мкр. Ювілейний, 10/104
Тел. 401-04-29

Адреса видавництва:
50027, Кривий Ріг, вул. XXII партз'їзду, 11

ДВНЗ «Криворізький національний університет»
2013. Вип. 34. 3-335.