

Міністерство освіти і науки,
молоді та спорту України

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Вісник
Криворізького національного
університету

Збірник наукових праць

Випуск 32

Кривий Ріг 2012

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); **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.; **Євтехов В.Д.**, д-р геол.-мінерал. наук, проф.; **Жуков С.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Pias Nicolae**, Dr.h.c., Professor, University of Petrosani, Romani; **Кіяновський М.В.**, д-р техн. наук, 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.; **Синолиций 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.; **Ступнік М.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.

ТЕХНІЧНІ НАУКИ

<i>Ступник Н.И., Андреев Б.Н., Письменный С.В.</i> Исследование формы поперечного сечения подземных выработок при комбинированной отработке месторождений	3
<i>Григор'єв І.Є.</i> Методологія проектування кар'єрів у сучасних умовах	6
<i>Скачков А.А.</i> Математичне моделювання розповсюдження вибухової хвилі у масиві гірської породи	10
<i>Бабець Є.К.</i> Удосконалення процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах при комплексній розробці залізрудних родовищ	14
<i>Васильчук Я.В.</i> Математическое моделирование взрывов в горных породах	18
<i>Колосов В.А.</i> Организация системы управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке месторождений	22
<i>Тищенко С.В., Еременко Г.И., Федин К.А.</i> Особенности механизма разрушения горных пород дифференцированными скважинными зарядами взрывчатых веществ	25
<i>Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю.</i> Актуальные проблемы ввода в эксплуатацию глубоких горизонтов железорудных карьеров	28
<i>Николашин Ю.М., Перегудов Ю.В.</i> Геомеханическая схема расчета устойчивости подработанного борта карьера с кругопадающей слоистостью	32
<i>Волкова В.Є., Бровко Д.В., Хворост В.В.</i> Обґрунтування параметрів прогонових будов на поверхні шахт з урахуванням переходу на полегшені огорожувальні конструкції	36
<i>Швагер Н.Ю.</i> Завдання і функції керівника підприємства при забезпеченні безпеки праці	41
<i>Филимонов П.Е., Морус В.Л.</i> Исследования процессов тонкого грохочения с пространственным и гидродинамическим перемещением надрешетных фракций	45
<i>Голишев О.М., Голишев А.О., Михалків Д.В., Кіріченко П.С.</i> Пріоритетні напрямки підвищення енергоефективності будівель навчальних закладів	49
<i>Лапина А.А., Серебренников Э.В., Лапина Д.А.</i> Термодинамический анализ процесса расширения водовоздушной смеси	53
<i>Давыдов А.В., Гольшев А.М., Пищикова Е.В.</i> Анализ существующих методов и выбор критериев базовой оценки рисков в области охраны труда в условиях горных предприятий	58
<i>Чередніченко В.О.</i> Оцінювання ризику є основою управління охороною праці та промисловою безпекою	63
<i>Романенко К.А.</i> Дослідження ефективності підсилення просторової конструкції промислової споруди	67
<i>Бондарець А.А., Неймирко С.И.</i> Теоретическое исследование двухмассового виброзащитного устройства переносного пневматического перфоратора с независимым вращением инструмента с учетом вязкого трения	72
<i>Рудь Ю.С., Радченко И.С., Малиновская А.Ю.</i> Оптические свойства наночастиц цинка	77
<i>Купін А.І.</i> Дослідження та обґрунтування вибору методів навчання багатовимірних нейромережевих структур технологічного призначення	83
<i>Гальченко А.В., Монастирський Ю.А., Веснін А.В., Сістук В.О.</i> Коригування мінімальної ширини площадок для маневрування кар'єрних автосамоскидів у відповідності до гірничотехнічних умов	87
<i>Дубровский С.С., Самошкина С.П., Орлов Е.В.</i> Влияние дефектов полученных в процессе изготовления и монтажа на эксплуатационные свойства деталей	91
<i>Моркун В.С., Гончаров С.А., Подгородецкий Н.С.</i> Моделирование изменения давления в процессе распространения фронта импульса высокоэнергетического ультразвука в потоке пульпы	93
<i>Толмачов С.Т., Лыченко О.В., Батраков Д.В., Бондаревський С.Л., Рожненко Ж.Г., Пархоменко Р.О.</i> Аналіз основних показників енергоефективності в ДВНЗ «Криворізький національний університет»	98
<i>Сінчук О.М., Бойко С.М.</i> До питання про вибір потужностей вітрогенераторних мініелектростанцій для підземних виробок шахт	102
<i>Жуков С.А., Гирич В.С., Гирич І.В.</i> Гранулометрический контроль областей регулярности состава дробленых пород	105
<i>Павльши В.Н., Гребенкин С.С., Тарабаева И.В.</i> Экспериментальные исследования процесса сушки в «кипящем слое» в условиях предприятия «ЧАО Яновское»	109
<i>Синчук О.Н., Лесной Н.И.</i> Методика расчета экономически обоснованного режима эксплуатации силовых трансформаторов	111
<i>Бугаева Н.А., Селезнева Ю.М., Назимко И.В.</i> Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг длинного очистного забоя. Настройка модели	114
<i>Кіянковський М.В., Гуцал А.В.</i> Діагностика локальних дефектів та ресурсу поверхонь тертя	118
<i>Нечаев В.П., Рязанцев А.А.</i> Модификация свойств поверхностных слоев тяжело нагруженных деталей горных машин посредством плазменного упрочнения	123
<i>Трішина Г.Г., Антонік І.П.</i> Оцінка стану екологічної безпеки ґрунтового покриву Кривбасу під час експлуатації нафтоперекачувальної станції «Широке» ПАТ «Укртранснафта»	127
<i>Комащенко П.Г., Рясний В.М.</i> Надійність запобіжних пристосувань малогабаритного аварійно-рятувального монорейкового підйомника як один з чинників підвищення безпеки праці гірників під час проведення піднятих гірничих виробок	132
<i>Веснін А.В., Почужевський О.Д.</i> Методика визначення показників складності маршруту руху, ефективності роботи та узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних самоскидів	136
<i>Малиновський Ю.А., Малиновская С.И.</i> Оптимизация процесса подготовки рудных материалов в измельчительных машинах	140
<i>Олейник Т.А., Кривенко А.Ю.</i> Математическое моделирование параметров направляющих элементов устройства исходного питания дешламаторов	145
<i>Зіборов К.А., Федоряченко С.О.</i> Математична модель шахтної вагонетки з додатковою кінематичною рухливістю ланок ходової частини	149
<i>Веснін А.В., Почужевський О.Д., Кристопчук М.Є.</i> Аналіз моделей транспортної рухливості населення	155

<i>Аралкін А.С., Дехтяренко І.О.</i> Науково-технологічне обґрунтування та модернізація конструкції приводу головного руху верстата мод. 675П	159
<i>Степаненко Е.Ю., Семенченко А.К., Шабаєв О.Е.</i> Экспериментальные исследования формирования затрат времени на обработку забоя стреловидным исполнительным органом проходческого комбайна	163
<i>Трегубов В.А., Замыцкий О.В., Кривенко А.Ю.</i> Выбор геометрических параметров радиально-кругового сопла набрызгбетонной машины	167
<i>Сінолицій А.П., Кольсун В.А., Козлов В.С.</i> Ідентифікація енергетичної моделі електроспоживача для нетрадиційних систем технологічного контролю енергопоказників	170
<i>Валовой О.І., Єрьоменко О.Ю., Валовой М.О.</i> Окремі питання розрахунку залізобетонних елементів, підсиленних нарощуванням	173
<i>Єфіменко В.І., Сліпич О.О.</i> Особливості проведення обстежень і паспортизації будівель та споруд	177
<i>Рутковский М.А., Заболотный К.С.</i> Построение обобщенной параметрической модели обечайки барабана шахтной подъемной машины	180
<i>Губин Г.Г.</i> К вопросу о теоретических основах интенсификации сгущения коллоидных суспензий	184
<i>Рыльков С.А., Николаенко К.В.</i> Особенности осаждения соединения ванадия и железа из раствора выщелачивания отработанных ванадиевых катализаторов	187
<i>Роенко А.Н., Харин С.А.</i> Влияние прочностных свойств пород на изменение структуры проходческого цикла в шахтных стволах	191
<i>Бережний Н.Н., Стойкова Я.А.</i> Анализ способов и систем загрузки агломерационных и обжиговых машин конвейерного типа	194
<i>Лобов В.Й., Дубовик І.І.</i> Перспективи впровадження систем прецизійного землеробства в АПК України	199
<i>Ліпанчиков С.І.</i> Аналіз методів прогнозування пустот для запобігання техногенних явищ	203
<i>Азарян А.А., Дрига В.В., Цыбулевский Ю.Е., Швыдкий А.В.</i> Снижение погрешности обусловленной вариацией концентрации пульпы при дискретном контроле содержания в ней магнетита магнитометрическим способом	207
<i>Ткач В.В., Амельчик А.С., Васильев В.В.</i> Особливості застосування ультразвукових методів для контролю чавунних виливок серійного виробництва з метою підвищення їх якості	212
<i>Плотников В.В., Ярош Т.П., Марасанова О.В.</i> Перспективи утилізації промислових відходів у металургійному виробництві	215
<i>Петренко Ю.А., Новигов А.О., Резник А.В., Шестопалов И.Н.</i> Равнорядиная металлическая крепь направленной податливости	219
<i>Боровий В.О., Маленков Р.О.</i> Інтерактивний кадастр територій та об'єктів природно-заповідного фонду	222
<i>Толмачев С.Т., Бондаревский С.Л., Кондратенко И.П.</i> К вопросу о моделировании процесса движения магнитных частиц в неоднородном магнитном поле	224
<i>Калініченко Ю.П., Хіноцька А.А., Яременко В.П.</i> Гвинтовий натискний механізм робочих клітей підвищеної якості в роботі	228
<i>Костянский А.Н., Чепурной В.И.</i> О резервах доставки горной массы карьерным транспортом в карьере ИнГОКа	231
<i>Процев В.В., Твердохлеб А.М.</i> Алгоритм работы системы регулирования тягового усилия шахтного локомотива	234
<i>Щокін В.П., Хромей О.В.</i> Аналіз характеристик автоматизованої системи керування збудженням тягового генератора залізничного транспорту	239
<i>Шолох М.В. Топчій О.Л.</i> Прогнозування якісних показників корисної копалини при комплексному освоєнні родовища	241
ЕКОНОМІЧНІ НАУКИ	
<i>Калініченко О.В., Ступнік М.І., Калініченко В.О.</i> Визначення економічних ризиків від порушень денної поверхні в результаті підземного видобутку руд	246
<i>Максимов С.В., Темченко О.А., Темченко Г.В.</i> Передумови впровадження енергозберігаючих заходів в процесі видобутку і переробки залізорудної сировини	250
<i>Гаренко А.А., Кочура Є.В.</i> Економіко-математична імітаційна модель процесу формування собівартості продукції дробарних фабрик	256
<i>Попов С.О., Максимова І.І.</i> Економічне обґрунтування кондицій та контуру запасів залізних руд при їх підземному видобутку	259
<i>Максимова О.С.</i> Методичні підходи формування оптимальної структури основних виробничих фондів на гірничорудних підприємствах	264
<i>Захарченко І.С.</i> Економіко-математичні моделі економічної активності підприємств ГМК	268
<i>Максимов С.В., Монастирська О.Ю.</i> Питомі витрати палива кар'єрних автосамоскидів як показник економічної ефективності роботи транспортної системи кар'єру	272
<i>Сазонов Р.В., Слюсаренко І.С., Троян В.І.</i> Аналіз сучасного стану банківської системи України	276
<i>Удовенко В.О., Удовенко О.О., Жук В.В., Скринник О.О.</i> Стратегія управління конфліктом в економічній системі	281
<i>Брадул О.М., Юнацький М.О.</i> Державний фінансовий аудит в Україні	286
<i>Ізмайлова О.О.</i> Аналіз ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств	290
<i>Ізмайлов Я.О.</i> Передінвестиційний аналіз у системі підготовки рішень з іноземного інвестування	296
<i>Єгорова І.Г.</i> Конкурентні умови експортних поставок української залізорудної продукції на Східноєвропейський сегмент міжнародного ринку	301
<i>Шевченко Л.Я.</i> Аналітичне забезпечення стратегічного управління діяльністю корпоративних підприємств	306
<i>Боровий В.О., Олінович А.С., Іванченко О.В., Сидоренко В.Д.</i> Переваги та проблеми у скасуванні мораторію на купівлю-продаж земель сільськогосподарського призначення	310
<i>Жуков С.А., Яковенко А.В., Харин С.А.</i> Управление инновационными процессами в железорудной промышленности: проблема координации	313
<i>Варава А.А.</i> Оцінка ефективності реалізації інформаційної підсистеми стратегічного управління на основі методу збалансованих показників	316
АНОТАЦІЇ	321
ДО 75-РІЧЧЯ ВІД ДНЯ НАРОДЖЕННЯ БИЗОВА В.Ф.	337

УДК 622.261.5: 622.27

Н.И. СТУПНИК, Б.Н. АНДРЕЕВ, доктора техн.наук, проф.,
С.В. ПИСЬМЕННЫЙ, канд.техн.наук, доц.
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМЫ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Приведены результаты исследования крепления горных выработок, разработана методика по определению малого и большого радиуса свода подземных горных выработок с анкерным креплением для условий Криворожского железорудного бассейна.

Проблема и ее связь с научной и практической задачей. Глубина карьеров, расположенных в Криворожском железорудном бассейне составляет 200...350-450 м. Прогнозная проектная (конечная) глубина карьеров не превышает 150-200...300 м. Определена себестоимость добычи при открытом способе разработки на предельных глубинах превышает себестоимость подземной выемки. Достоверные запасы железистых (неокисленных) кварцитов залегают и вплоть до глубин -700±-900 м [1]. С увеличением глубины ведения открытых горных работ резко усложняются горнотехнические условия возникают дополнительные трудности в работе внутрикарьерного транспорта, увеличивается дальность транспортирования руды к пунктам перегрузки при комбинированном транспорте, доля транспортных коммуникаций, располагаемых на уклонах и т.д. Ограничение пространственных размеров глубинной части карьеров требует применения маневренного и мобильного вида транспорта, которым и является на сегодня автомобильный. Для поддержания производственных мощностей карьеров при автомобильном транспорте широко применяются большегрузные автосамосвалы грузоподъемностью 120-180 т и выше, что позволяет сократить количество перевозок горной массы при вскрытии глубоких горизонтов в карьере. Так же возможно сократить расстояние перевозки рудной массы за счет вскрытия крутыми траншеями, оборудованными наклонными подъемниками. Однако применение таких схем вскрытия требует отстройки участка нерабочего борта определенной длины в предельном положении, что в определенной степени сдерживает развитие горных работ в карьере [2,3].

Применение наклонного подъема на карьерах изучалась многими проектными и научно-исследовательскими институтами было установлено, что оптимальная глубина карьера, при которой может быть достигнута наибольшая эффективность от использования конвейерных подъемников в сочетании с внутрикарьерным автотранспортом достигает 330-450 м при средней производительности карьера по горной массе 15-20 млн т/год и интенсивности понижения горных работ 10-15 м/год.

Отработка забалансовых запасов магнетитовых кварцитов открытым способом приведет к значительным увеличенным затратам по отношению к подземному способу добычи.

Анализ исследований и публикаций. М.Г. Новожилов [4] рассматривал возможность применения наклонных скиповых подъемников и схем комбинированного транспорта при отработке глубоких карьеров. При этом выделялись три схемы комбинированного транспорта, отличающиеся лишь видом транспорта на поверхности это крутыми траншеями, наклонными или вертикальными стволами, оборудованными скиповыми подъемниками. Установлено, что в глубоких карьерах комбинированный вид транспорта имеет явное преимущество по сравнению с железнодорожным. Мобильный автотранспорт внутри карьера придает гибкость всему комбинированному транспорту со скиповым подъемом и позволяет применять наиболее рациональный порядок развития горных работ в карьере. Вскрытие крутопадающих залежей на больших глубинах при открытой разработке месторождений М.Г. Новожилов предлагает осуществлять наклонными или вертикальными шахтными стволами с погашающими квершлагами и подвижными концентрационными горизонтами, рис. 1.

Глубина отдельных звеньев принимается 250-300 м, доставка руды из рабочей зоны карьера к пункту перегрузки проводится конвейерным транспортом с предварительным дроблением. Однако здесь не принимается во внимание тот факт, что увеличение количества перегрузок заметно усложнит весь процесс подъема.

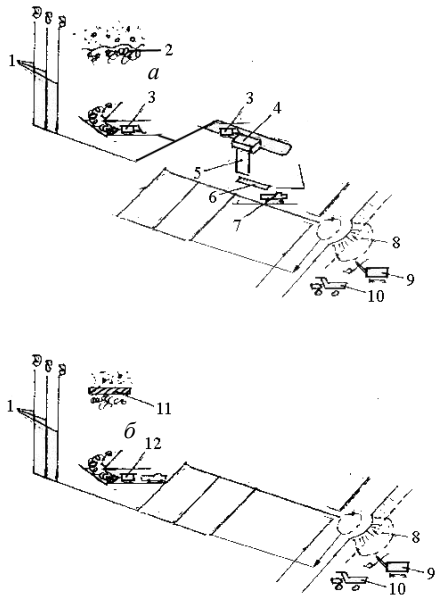


Рис. 1. Технологические схемы вскрытия при открыто-подземной отработке: *а* - с массовым обрушением, погрузкой ПДМ, перегрузкой в подземный автосамосвал и выдачей на перегрузочный склад в карьере; *б* - с массовым обрушением руды и выпуском ее под "плавающей" потолочиной, экскаваторной погрузкой и автомобильным транспортом по штольне на перегрузочный склад в карьере; 1 - вентиляционные скважины; 2 - отбитая руда; 3 - погрузочно-доставочная машина; 4 - опрокид; 5 - дробильная установка; 6 - автоматический шахтный люк; 7 - шахтный автосамосвал; 8 - перегрузочный рудный склад в карьере; 9 - карьерный экскаватор; 10 - карьерный автосамосвал; 11 - "плавающая" потолочина; 12 - гидравлический подземный экскаватор

В.А. Щелканов [2,5] рассматривал основные вопросы выбора схем вскрытия в отработки карьерных полей с использованием шахтных стволов, рудоспусков и штолен, рис. 1. Большое внимание уделено исследованию устойчивости капитальных рудоспусков, их сооружению в эксплуатации, конструкциям выпускных устройств и перегрузочных узлов. Использование подземных выработок для вскрытия глубоких горизонтов карьеров позволит, увеличить углы погашения бортов карьера, уменьшить расстояние транспортирования при перевозке горной массы внут-

рикьерным транспортом, повысить интенсивность открытых горных работ.

Нашими исследованиями целесообразности отработки запасов комбинированным открыто-подземным способом подтверждены актуальность и перспективность ее применения в Криворожском железорудном бассейне [6].

Постановка задачи. При отработке запасов подземным способом необходимо учитывать напряжения, которые будут воздействовать на выработки, находящейся в подкарьерном пространстве. Снизить вредное воздействие на подземные горные выработки возможно за счет оставления подкарьерного целика, а также образования горных выработок оптимальной формы с учетом напряжений, формируемых чашей.

Изложение материала и результаты. Широко распространено мнение об оптимальности горных выработок круглого сечения. Однако им присущи свои недостатки: значительная стоимость крепления и проходки, сложность последующего обслуживания крепления. Как показывает практика, при проходке наклонных горных выработок широко применяются следующие формы сечения и типы крепления горных выработок: арочные, круглые и сводчатые; армоблочное, бетонное, тюбинговое, набрызгбетонное, анкерное и комбинированное, рис. 2.

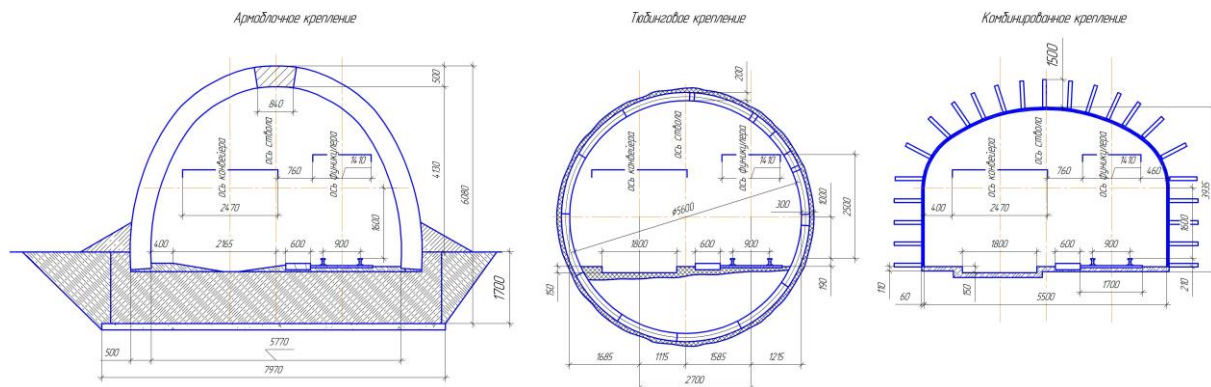


Рис. 2. Форма сечения и типы крепления капитальных наклонных горных выработок

Армоблочное и тюбинговое применялось в основном при проходке в слабых породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 1-4. Комбинированное крепление используется при проходке в крепких породах с коэффициентом крепости 15-16 (в целиках).

Исследованиями было установлено [4], что армоблочное и тюбинговое крепление не лишены ряда недостатков. Это подверженность коррозии при разрушении антикоррозийного слоя, разрушение целостности (образование трещин) в креплении из-за резких изменений температуры внутри выработок, проявления горных ударов, а также вследствие не своевременного выполнения ремонтных работ, рис. 3.



Рис. 3. Разрушение крепления наклонных горных выработок: а - армоблочное крепление; б - тубинговое крепление

Набрызгбетонное, анкерное и комбинированное крепления в подземных горных выработках (анкера по сетке+набрызгбетон) установленные в крепких породах, имеет минимум дефектов и разрушений по сравнению с предыдущими типами крепи. В случае отработки магнетитовых кварцитов комбинированным открыто-подземным способом, необходимо будет проходить горные выработки с длительным сроком службы. Их целесообразно располагать в крепких породах, при этом, вместо дорогого крепления, целесообразно использовать комбинированное (анкера по сетке+набрызгбетон), которое имеет несложную конструкцию, а также требует незначительных затрат на поддержание и эксплуатацию. Однако, при строительстве горных выработок необходимо учитывать тот фактор, что напряжения вокруг горной выработки будут зависеть не только от глубины но и от расположения относительно чаши карьера.

Геомеханическая оценка прилегающего к карьеру участка месторождения определяется поэтапно.

Первоначально определяли поле напряжений с учетом величины нагрузки, снимаемой с бортов и дна карьера в результате выемки горной массы [3].

Привязав к центру дна карьера прямоугольную плоскую систему координат, начало (точка O_1) расположено в центре дна карьера, ось X_1 , запишем значения компонентов напряжений

$$\sigma_{X_1} = \frac{\gamma_p H_k}{\pi} \left(\arctg \frac{a_k - x_1}{z_1} + \arctg \frac{a_k + x_1}{z_1} \right) + \frac{2a\gamma_p H_k z_1 (x_1^2 - z_1^2 - a_k^2)}{\pi \left((x_1^2 + z_1^2 - a_k^2)^2 + 4a_k^2 z_1^2 \right)};$$

$$\sigma_{Z_1} = \frac{\gamma_p H_k}{\pi} \left(\arctg \frac{a_k - x_1}{z_1} + \arctg \frac{a_k + x_1}{z_1} \right) - \frac{2a_k \gamma_p H_k z_1 (x_1^2 - z_1^2 - a_k^2)}{\pi \left((x_1^2 + z_1^2 - a_k^2)^2 + 4a_k^2 z_1^2 \right)};$$

$$\tau_{X_1 Z_1} = \frac{4a_k \gamma_p H_k x_1 z_1^2}{\pi \left((x_1^2 + z_1^2 - a_k^2)^2 + 4a_k^2 z_1^2 \right)},$$

где a_k - половина ширины дна карьера; γ_p - объемная масса руды в массиве; x_1, z_1 - координаты вдоль соответствующих осей.

Для произвольной элементарной площадки, сориентированной под углом β_{zx} в прилегающем к контуру карьера рудном массиве нормальные $\sigma_{\Pi i}$ и касательные $\tau_{\Pi i}$ усилия из условия суперпозиции определяются по формулам

$$\sigma_{\Pi i} = \sigma_{Z_i} \cos^2 \beta_{zx} + \sigma_{X_i} \sin^2 \beta_{zx} + \tau_{X_i Z_i} \sin 2\beta_{zx}, \quad \tau_{\Pi i} = \frac{1}{2} (\sigma_{Z_i} - \sigma_{X_i}) \sin 2\beta_{zx} - \tau_{X_i Z_i} \cos 2\beta_{zx}.$$

На основе приведенных формул с использованием математического пакета "Mathcad" проведено моделирование изменения напряженного состояния в рудной залежи, непосредственно контактирующей с антропогенной морфоструктурой Анновского карьера. Полученные в процессе моделирования результаты показали наличие геомеханического влияния чаши карьера на предполагаемый к подземной отработке подкарьерный рудный массив. По мере удаления от дна карьера, величины компонентов напряжений в исследуемом массиве стремятся к значениям, характерным для естественного поля независимо от горизонтальной координаты X рассматриваемой точки массива.

Таким образом, для определения радиуса свода выработки необходимо учитывать напря-

жения возникающие в приграничном массиве от чаши карьера.

Параметрами, характеризующими устойчивость горных выработок являются компоненты напряжений σ_{z1} и σ_{k1} которые в основном определяют величину радиусов кривизны и оснований свода естественного равновесия. Криволинейная часть поперечного сечения выработки описывается тремя сочлененными кривыми с указанными выше радиусами кривизны [4]

Количественно параметры свода определяются системой уравнений

$$\begin{cases} v = 2\sqrt[3]{R\sigma_z^2}, \\ h = 2\sqrt[3]{r\sigma_x^2}. \end{cases}$$

где h и v - вертикальная и горизонтальная полуоси кривой параболической формы, максимально приближенной к контуру свода устойчивого равновесия, м; R , r - большой и малый радиусы свода, м.

Полученная система уравнений позволяет определить малый и большой радиусы свода горных выработок. Применение комплексного подхода при определении параметров горных выработок, позволит без значительных затрат увеличить скорость проходки и устойчивость выработок за счет уменьшения затрат времени на крепление и придания горной выработке оптимальной устойчивой формы.

Список литературы

1. Ступнік М.І. Комбіновані способи подальшої розробки залізорудних родовищ Криворізького басейну / М.І. Ступнік, С.В. Письменний // Гірничий вісник ДВНЗ "Криворізький національний університет". – 2012. – Вип. 95(1). – С. 3-7.
2. Андреев Б.Н. Методические рекомендации по целенаправленному формированию внутренних отвалов в действующих железорудных и флюсовых карьерах / А.Ю. Дриженко, С.А. Сторчак, В.А. Щелканов и др. // Днепрпетровск: НГАУ, 2001. – 58 с.
3. Андреев Б.Н. Вскрытие и отработка подземным способом балансовых запасов под дном и бортами Анновского карьера: Отчет о НИР (заключительный). № ГР 0103U007486 / Криворожский технический ун-т. - № 1-430-03. – КТУ, 2004. – 139 с.
4. Новожилов М.Г. Глубокие карьеры / М.Г. Новожилов, В.Г. Селянин, А.Е. Троп // М.: Госгортехиздат, 1962. – 258 с
5. Щелканов В.А. Комбинированная разработка месторождений / В.А. Щелканов, С.А. Сторчак // Кривой Рог: КТУ, 1996. – 293 с.
6. Андреев Б.Н. Оценка технического состояния крепи наклонных стволов № 1 и № 2 шахты "Артем-2" ПАО "ЦГОК" и выдача рекомендаций по дальнейшей их безопасной эксплуатации: Отчет о НИР (заключительный). № ГР 0103U007486 / Криворожский национальный ун-т. - 1655-13-04/8-891-11. – ГВУЗ "Криворожский национальный университет", 2004. – 139 с.
7. Ступнік Н.І. Перспективні технологічні варіанти подальшої обробки залізорудних родовищ системами з масовим обрушенням руди / Н.І. Ступнік, С.В. Письменний // Вісник ДВНЗ "Криворізький національний університет". – 2012. – Вип. 30. – С. 3-7.

Рукопись поступила в редакцию 22.05.12

УДК 622.34

І.Є. ГРИГОР'ЄВ, канд.техн.наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет».

МЕТОДОЛОГІЯ ПРОЕКТУВАННЯ КАР'ЄРІВ У СУЧАСНИХ УМОВАХ

Розглянуто та запропоновано нові сучасні підходи до проектування гірничих систем з урахуванням їх ієрархічного рівня.

Система, проектування, ієрархічність, рішення.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Кардинальні зміни соціально-економічних умов функціонування держави принципово змінили зовнішнє середовище гірничо-видобувних підприємств. Конкуренція на ринках мінеральної сировини призвела до суттєвого підвищення коливання діапазону цін у 3-6 раз. Частота оновлення модельного ряду виробничих, гірничотранспортних та інших машин підвищилась у 2-3 рази. Зміни законодавчої бази, правових, нормативно проектних документів, які впливають та регламентують роботу гірничих підприємств, значно підвищились. Виснаженість надр, погіршення гірничо-геологічних, екологічних умов функціонування гірничих підприємств призводять до необхідності залучення у розробку родовищ з низькою потужністю покладів корисних копалин, з складною геометрією покладів, низьким вмістом корисного компоненту. Для виведення або підтри-

мання високого рівня конкурентоспроможності гірничого підприємства необхідно постійно слідкувати за співвідношенням показників проекту у внутрішньому середовищі підприємства з динамікою змін у зовнішньому. Подальша інтеграція України до глобальної світової спільноти приводить підприємства або їх власників до необхідності постійної уваги до своєї конкурентоспроможності на ринку мінеральної сировини, яке може бути досягнуте лише за рахунок ефективних та надійних проектних рішень.

Аналіз досліджень і публікацій: Розвитком теорії проектування гірничих об'єктів займалось багато видатних радянських вчених таких як Є.Ф. Шешко, Б.П. Боголюбов, Арсентьев О.І., Ржевський В.В., Мельников М.В., Новожилов М.Г., Хохряков В.С., Астаф'єв Ю.П. та багато інших. У сучасній Україні до таких вчених можна віднести Бизова В.Ф., Завсєгдашнього В.О., Четверика М.С., Близнюкова В.Г., Ковальчука В.А. та ін.

Для оцінки ефективності проектних рішень, які досліджує або пропонує проектувальник гірничих об'єктів, необхідно чітко визначити основні показники, які впливають на конкурентоспроможність підприємства, їх параметри та взаємозв'язки, термін життєвого циклу проекту.

Традиційний підхід до аналізу гірничого об'єкту полягає у тому, що проектувальник його розглядає як гірничотехнічну систему. При цьому, основна увага проектувальника приділяється тільки тим елементам гірничотехнічного об'єкту, які знаходяться найбільш низькому ієрархічному рівні. Структура елементів цієї технічної системи створюється з елементів-підсистем системи. Як правило, дослідник або проектувальник кар'єру аналізує такі підсистемами гірничотехнічної системи: процеси відкритих гірничих робіт, до яких відносять процеси підготовки пород до виймання, процеси виймально-навантажувальних робіт, процеси гірничотранспортних робіт, процеси відвалотворення та допоміжні процеси гірничих робіт. Інші досліджують кар'єр як сукупність розкривних або(і) добувних уступів. Деякі досліджують технічну, технологічну, організаційну підсистеми. У свою чергу, підсистеми створюються з більш дрібних елементів і з більш нижчим ієрархічним рівнем. Усі більш дрібні елементи підсистеми об'єднуються у структуру за метою функціонування та характеризуються різноманітними параметрами, показниками та інформацією, якою вони володіють. Для кожної підсистеми кар'єру є свої якісні та кількісні параметри та показники виміру. У такому випадку із дослідження проектувальника випадають взаємозв'язки та взаємодія гірничотехнічної системи з системами більш високого ієрархічного рівня. Результатом є те, що зворотні сигнали цих систем, які формують та визначають вимоги до показників конкурентоспроможності гірничотехнічного об'єкту, не досліджуються.

У такому разі не досліджується вплив зовнішніх факторів (технічних, технологічних, економічних та ін.) на показники гірничотехнічної системи - кар'єр, дуже слабо враховується динаміка їх змін та вимог.

Традиційно, оцінка гірничотехнічної системи виконується за допомогою показників ефективності техніко-економічного плану. До таких показників відносять: головні параметри кар'єру, виробничу потужність підприємства по розкривним породам та мінеральній сировині, собівартість продукції, загальні та питомі капітальні і експлуатаційні витрати, рентабельність, строк окупності, прибуток підприємства. Останній показник, з метою урахування фактору часу, дисконтують. Такий підхід до проектування є притаманним проектувальникам, які розглядають гірничий об'єкт як технічну (машинну) систему та призводить до того, що система сама собі формує вимоги до себе та до цінності продукту своєї діяльності. Результатом є малий строк життєвого циклу проектних рішень, які визначають показники конкурентоспроможності гірничого підприємства.

Постановка задачі: У даній роботі з метою подальшого розвитку теорії проектування застосовано раніше запропонований підхід до об'єкту проектування як до системи. Основною відмінністю від раніше запропонованого є наукова ідея про те, щоб розглядати гірничий об'єкт як виробничу соціально-економічну систему - організація, яка є підсистемою системи більш високого ієрархічного рівня та представлена структурою власних елементів - підсистем. Це дозволить визначити показники конкурентоспроможності системи, їх параметри, виконати їх оцінку та дослідити вплив на систему внутрішніх та зовнішніх факторів, що дозволить значно збільшити життєвий цикл проекту.

Викладення матеріалу. У сучасний час метою підвищення якості та ефективності проектних рішень, що приймаються при створенні або реконструкції гірничих підприємств, автором запропоновано інший підхід до їх розробки. Він полягає у тому, що ми повинні розглядати гірниче підприємство не як гірничотехнічну систему, а як виробничу соціально-економічну органі-

зацію по видобутку корисних копалин. Адже організація створюється замовниками з метою задоволення потреб людського суспільства. Тому на систему впливають різноманітні зовнішні та внутрішні чинники. У результаті, до системи - організація, висувуються інші вимоги, ніж до гірничотехнічної системи. Це визначається тим, що проектуючи систему - організацію, ми будемо систему більш високого ієрархічного рівня ніж гірничотехнічна. Тому вона має набагато більш складну структуру та інформативність, а її ефективність необхідно оцінювати за більшою кількістю показників, застосовувати додаткові різноманітні критерії. Основною вимогою до проекту створення або реконструкції гірничого підприємства є його конкурентоспроможність у сучасний час та в майбутньому. Показник конкурентоспроможності системи (гірничого підприємства) - це комплексний, багатокритеріальний показник ефективності.

У роботі (1) доведено, що у загальному вигляді на фактичні або проектні показники роботи гірничого підприємства, які визначають його конкурентоспроможність на ринку, впливають внутрішні та зовнішні фактори. У загальному вигляді конкурентоспроможність підприємства можна подати у вигляді

$$КП=f(IF,OF), \quad (1)$$

де $КП$ - конкурентоспроможність гірничого підприємства; IF - внутрішні фактори; OF - зовнішні фактори.

Найбільш доцільно, для оцінки фактичних або проектних показників, застосовувати системний підхід. Системний підхід дозволяє визначити усі суттєві взаємозв'язки елементів систем, встановити їх вплив один на одного та на поведінку всієї системи.

У такому разі гірничо-металургійний комплекс, окремі гірничі підприємства, в складі якого вони працюють, необхідно розглядати як відкриті динамічні системи. Ці системи - організації утворюють ряди стійких ієрархічних рівнів, які функціонують заради досягнення загальної кінцевої мети. Тоді системи більш високого та свого ієрархічного рівня будуть зовнішнім середовищем для об'єкта дослідження, а їх вплив на нього - впливом зовнішніх факторів. Сам об'єкт дослідження у свою чергу представлений структурою власних елементів - підсистем, які знаходяться між собою у власних взаємозв'язках та взаємодії. Їх прояв та вплив на об'єкт дослідження, один на одного, буде проявом внутрішніх факторів. Такий підхід дозволяє визначити всі основні показники впливу на систему - організація із зовнішнього та внутрішнього середовища, дослідити їх, визначити параметри та характеристики.

Зовнішні і внутрішні фактори являють собою певну сукупність укрупнених показників елементів системи, кожен з яких, в свою чергу, складається з показників нижчого ієрархічного рівня. Крім того, кожен показник впливає не тільки на загальний показник конкурентоспроможності підприємства, але й на інші показники, тобто формується багаторівневий взаємозв'язок. При даному зв'язку, зміна одного показника впливає як на зміну інтегрального показника конкурентоспроможності, так і на зміну інших показників, які формують конкурентоспроможність гірничого підприємства та які мають високий ступінь динамічності. Проектні рішення, що пропонуються, повинні забезпечувати високі показники ефективності кожної підсистеми системи-організація. Висока конкурентоспроможність показників кожної підсистеми, якими вони характеризуються, формують загальну конкурентоспроможність гірничого підприємства. Основними підсистемами виробничої соціально-економічної системи - організація є: технічна, технологічна, організаційна, маркетингова.



Рис. 1. Загальна структура виробничої соціально-економічної системи-організації

Технічна підсистема - це елемент структури виробничої соціально-економічної системи - організація, представлена сукупністю технічних засобів, які забезпечують виконання основних та допоміжних процесів по видобутку корисних копалин.

Технологічна підсистема - це елемент структури виробничої соціально-економічної системи - організація, представлена сукупністю техногенних об'єктів, які змінюються у часі та просторі, надають доступ до геологічних ресурсів та розміщенню технічних засобів для виконання процесів по видобутку корисних копалин.

Організаційна підсистема - це елемент структури виробничої соціально - економічної системи - організація, представлена сукупністю зв'язків та відношеннями технічних та технологічних елементів, яка визначає умови для їх застосування та необхідну кількість і кваліфікаційну підготовку персоналу.

Маркетингова підсистема - це елемент структури виробничої соціально-економічної системи - організація, представлена сукупністю властивостей продукції підприємства, яка забезпечує систему інформаційно-економічними зв'язками з зовнішніми системами більш високого ієрархічного рівня.

Для досягнення необхідного рівня конкурентоспроможності вітчизняних гірничих підприємств на ринку мінеральної сировини в умовах зростаючої динаміки змін зовнішнього та внутрішнього середовища необхідно суттєво підвищити ефективність використання ресурсів гірничого підприємства за рахунок впровадження надійних проектних рішень, сучасних стратегій розвитку підприємства, забезпечуючи більш високі ніж у конкурентів результати.

Це можливо при тривалому та сталому розвитку гірничого підприємства, яке необхідно представляти як постійний комплексний процес проектування системи - організація, що приводить до суттєвих змін у елементах та зв'язках системи. Аналіз роботи ведучих світових та вітчизняних гірничих підприємств показує, що в умовах динаміки змін це можливо досягнути лише у тому випадку, якщо структура виробничої соціально-економічної системи, її параметри та показники можливо легко та швидко коригувати.

Сучасні підходи до теорії проектування гірничих підприємств базуються на тому, що динаміка змін у зовнішньому та внутрішньому середовищі не є суттєвою, а тому у багаторічній перспективі проектувальниками не передбачено заходи до трансформації структури елементів системи та їх взаємозв'язків.

Необхідний темп перетворень у гірничій системі можливий тільки при постійному її розвитку. Гірниче підприємство це відкрита динамічна система, яка постійно зростає. У ринкових умовах при строку роботи гірничого підприємства більш 10-20 років однозначно будуть зміни зовнішнього та внутрішнього середовища. Результат - фактичні показники елементів системи гірничого підприємства будуть не відповідати проектним. Тому при проектуванні нового або реконструкції діючого підприємства повинні бути закладені такі рішення по трансформації системи, які б забезпечували співвідношення динаміки змін зовнішнього середовища із внутрішнім, забезпечували оптимальні показники кожної підсистеми. Сукупність конкурентоспроможності показників усіх елементів гірничої системи забезпечує конкурентоспроможність всієї виробничої соціально-економічної системи - організація. Невідповідність закладених у проект показників змін у зовнішньому та внутрішньому середовищі призводить до низького використання ресурсів системи, а не раціональні її показники призводять до погіршення загальних показників ефективності виробничої соціально-економічної системи - організація: продуктивність праці одного робітника (т/люд. рік), загальний прибуток від реалізації одиниці продукції підприємства (од/т).

Дослідження та аналіз показників роботи вітчизняних гірничовидобувних підприємств показав, що відхилення від проектної потужності роботи підприємства призводить до не повного використання можливостей виробничого обладнання, персоналу, зростання витрат на одиницю продукції та як наслідок зменшення прибутку підприємства на 30-50 % або взагалі до банкрутства. Відхилення у бік зменшення виробничої потужності можливі тільки при нераціональних проектних рішеннях або при недооцінці змін умов функціонування всієї виробничої соціально-економічної системи - організація. Відхилення у бік збільшення виробничої потужності можливі тільки при наявності нераціональної кількості виробничого обладнання. Даний висновок підтверджується аналізом та оцінкою структури використання календарного часу основного та допоміжного гірничого обладнання на лідируючому вітчизняному гірничому підприємстві за 2001-2009 рр., рис. 2.



Рис. 2 . Середньомісячна продуктивність роботи екскаватора в кар'єрі Інгульського ГЗКа

Ефективність роботи системи, що проектується, полягає у розробці проектних рішень, які б дозво-

ляли швидко та надійно змінювати ті елементи структури системи, які найбільш схильні до негативного впливу змін у зовнішньому та внутрішньому середовищі у сьогоденні та у майбутньому.

Як відомо, проект це майбутній та бажаний стан системи, поведінка якої може бути досліджена за допомогою економіко-математичного моделювання (2). Моделюючи зміни у зовнішньому та внутрішньому середовищі можна встановити їх вплив на структуру, параметри системи, показники їх підсистем, дослідити та виконати аналіз чутливості системи до змін.

Проектні конкурентоспроможні показники елементів підсистеми можливо подати у вигляді певної комбінації - суперпозиції функцій.

Суперпозиція функцій - це є композиція функцій, між якими є тісний багаторівневий взаємозв'язок і остаточний вид якої можна отримати шляхом емпіричних досліджень [3]. Суперпозиція не є самою функцією, вона відображає взаємозв'язок своїх складових частин і позначається \otimes .

Згідно з наведеним, можна стверджувати, що конкурентоспроможність проекту підприємства не є функцією (адже функція відображає залежність певної залежної змінної від сукупності незалежних змінних); терміни «залежність», «комбінація», «сукупність», які пропонуються дослідниками, не відображають наявності багаторівневої залежності - це є саме суперпозиція функцій.

Функціональний взаємозв'язок внутрішніх факторів та їх показників являє собою таку суперпозицію

$$IF = KT \otimes ORG \otimes TN \otimes TH, \quad (2)$$

де KT - показники маркетингової підсистеми; ORG - показники організаційної підсистеми; TN - показники технічної підсистеми; TH - показники технологічної підсистеми.

Стійкість основних показників проекту можливо досягнути лише у тому випадку, коли проектувальником гірничої системи закладена раціональна структура резервів, яка б надавала можливість компенсувати негативний вплив змін на всьому протязі життєвого циклу проекту.

Висновки. Отже, в сучасних умовах конкуренції для підвищення ефективності та надійності проектних рішень предметом процесу проектування гірничих об'єктів повинні стати:

стійка направленість розвитку виробничої соціально-економічної системи - організація, яка б забезпечувала постійне зростання ефективності виробництва;

визначення структури резервів, які б забезпечували компенсацію негативного прояву змін зовнішнього та внутрішнього середовища на проектні показники системи на всьому етапі життєвого циклу проекту.

Список літератури

1. **І.В. Завсєгдашня** Автореф. дис. Комплексна рейтингова оцінка конкурентоспроможності гірничозбагачувальних підприємств. - Кривий Ріг. - Изд-во КТУ, 2009.
2. **Н.В. Мельников, К.Е. Виноцкий, В.С. Меньшов, Э.И. Реентович** Вопросы выбора производственной мощности карьера. - Москва. - Изд-во «Наука». - С.19-20.

Рукопис подано до редакції 19.03.12

УДК 622.235

А.А. СКАЧКОВ, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ РОЗПОВСЮДЖЕННЯ ВИБУХОВОЇ ХВИЛІ У МАСИВІ ГІРСЬКОЇ ПОРОДИ

Розглядається задача про розташування двох зарядів на уступі гірських порід і розповсюдження прямої хвилі напруг, а слідом двох її відображень: від покрівлі уступу і його укосу, за умов підривання одного із зарядів, з метою визначення сприятливих умов для підривання другого заряду.

1. Загальне розв'язання (лінійне джерело)

Задача математичного моделювання динаміки вибуху розв'язується методами геометричної оптики без врахування дифракції хвиль. Згідно цьому вибухова хвиля розповсюджується вздовж промінів, її фронт перпендикулярний цим промінням. Оскільки дифракція не враховується, фронт хвилі не огинає перешкоди. При відбиванні енергія не втрачається, вона рів-

номірно розподіляється по фронту хвилі.

Початок координат вибраний у основі уступу (рис. 1). Під уступом розташовані два вертикальних лінійних заряду з координатами кінців $(x_1, y_{1в}, 0)$, $(x_1, y_{1н}, 0)$, $(x_2, y_{2н}, 0)$, $(x_2, y_{2в}, 0)$.

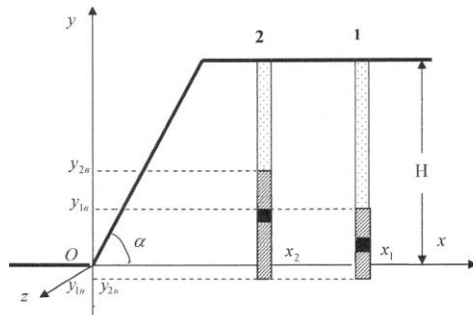


Рис. 1. Розташування ВР в уступі кар'єра із введеною системою координат

Розглядається задача про розповсюдження вибухової хвилі у масиві гірської породи, який має форму уступу висотою H . Кут при основі уступу дорівнює α ($45^\circ < \alpha < 90^\circ$). Початок координат вибраний у основі уступу (див. рис. 1).

Треба підкреслити, що кінці лінійного заряду породжують сферичні хвилі, а сам лінійний заряд - циліндричну хвилю. У місцях змикання цих хвиль виникають скачки амплітуди. Це зв'язано з тим, що характер спадання амплітуди для різних типів хвиль різний. У будь-який момент часу, як до, так і після відбиття, хвильовий фронт складається із частин сфер і циліндрів,

площа поверхонь яких визначається з урахуваннях їх рівнянь. Унаслідок зазначеного, загальна площа поверхні після відбиття повинна зберігатися.

Пряма хвиля від першого заряду складається з трьох частин: верхньої сферичної, середньої циліндричної та нижньої сферичної.

Верхня сферична хвиля існує, коли $y \geq y_{1в}$, її джерело розташовано у точці з координатами $(x_1, y_{1в}, 0)$ і фронт задається рівнянням

$$(x-x_1)^2 + (y-y_{1в})^2 + z^2 = (a \cdot t)^2. \quad (1)$$

Середня циліндрична хвиля існує, коли $y_{1н} \leq y \leq y_{1в}$, її джерело розташовано на відрізку прямої лінії, утвореної шляхом перетину площин

$$\begin{aligned} x &= x_1 \\ z &= 0; \end{aligned} \quad (2)$$

її фронт задається рівнянням

$$(x-x_1)^2 + z^2 = (a \cdot t)^2. \quad (3)$$

І, нарешті, нижня сферична хвиля має місце, коли $y \leq y_{1н}$, її джерело - точка з координатами $(x_1, y_{1н}, 0)$ і її фронт задається рівнянням

$$(x-x_1)^2 + (y-y_{1н})^2 + z^2 = (a \cdot t)^2. \quad (4)$$

Від верхньої горизонтальної поверхні уступу відбивається хвиля, фіктивне джерело якої є відрізок вертикальної прямої. Але в розрахункову область попадає тільки нижня сферична хвиля від нього, яка виходить із точки з координатами $(x_1, 2H - y_{1в}, 0)$, і її фронт задається рівнянням

$$(x-x_1)^2 + (y-2H+y_{1в})^2 + z^2 = (a \cdot t)^2. \quad (5)$$

Перш ніж перейти до розглядання хвилі, яка розповсюджується після вибуху лінійного заряду, яка відбита від уступу, необхідно розглянути більш просту задачу: відбиття від уступу хвилі, фіктивним джерелом якої є точка, симетрична відносно площини уступу по відношенню до фактичного точкового заряду. Координати цієї точки даються рівняннями

$$\begin{aligned} x'' &= x_1 \cos^2 \delta + y_1 \cdot \sin^2 \delta, \\ y_1'' &= x_1 \cdot \sin^2 \delta - y_1 \cdot \cos^2 \delta, \\ z &= 0. \end{aligned} \quad (6)$$

Фронт цієї хвилі задається рівнянням

$$(x-x_1 \cdot \cos^2 \delta - y_1 \cdot \sin^2 \delta)^2 + (y-x_1 \cdot \sin^2 \delta + y_1 \cdot \cos^2 \delta)^2 + z^2 = (a \cdot t)^2. \quad (7)$$

Рівняння (6) характеризують лінійне перетворення координат при відбитті від уступу. Таке відображення задається матрицею

$$A = \begin{vmatrix} \cos 2\delta & \sin 2\delta & 0 \\ \sin 2\delta & -\cos 2\delta & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{vmatrix}. \quad (8)$$

Від уступу відбивається хвиля, фіктивне джерело якої є відрізок з кінцями у точках, які симетричні відносно уступу до кінців першого заряду. Координати цих точок даються формулами (згідно з (6))

$$\begin{aligned}x_{1\epsilon}'' &= x_1 \cos 2\alpha + y_{1\epsilon} \sin 2\alpha, \\y_{1\epsilon} &= x_1 \sin 2\alpha + y_{1\epsilon} \cos 2\alpha,\end{aligned}\quad (9)$$

$$\begin{aligned}z &= 0, \\x_{1\epsilon}'' &= x_1 \cos 2\alpha + y_{1\epsilon} \sin 2\alpha, \\y_{1\epsilon} &= x_1 \sin 2\alpha + y_{1\epsilon} \cos 2\alpha,\end{aligned}\quad (10)$$

$$z = 0.$$

Для одержання усіх співвідношень, необхідних для розрахунків параметрів хвилі, відбитої від укусу уступу, достатньо скористатися формулами (6). При відбитті, яке задається (6), точок навколо фіктивного джерела вони переходять у точки навколо реального джерела. Межі існування хвиль і відповідні фронти для реального джерела були знайдені вище, і задаються формулами (1-4).

Отже, верхня сферична хвиля від фіктивного джерела існує, коли $x \sin^2 \alpha - y_1 \cos^2 \alpha \geq y_{1\epsilon}$ або $y \leq x \operatorname{tg}^2 \alpha - y_{1\epsilon} / \cos^2 \alpha$, її джерело знаходиться у точці з координатами $(x_{1\epsilon}'', y_{1\epsilon}'', 0, x_{1\epsilon}'', y_{1\epsilon}'', 0)$, а фронт задається рівнянням

$$(x - x_{1\epsilon}'')^2 + (y - y_{1\epsilon}'')^2 + z^2 = (at)^2. \quad (11)$$

Середня циліндрична хвиля існує, коли виконується

$$x \operatorname{tg} 2\alpha - \frac{y_{1\epsilon}}{\cos 2\alpha} \leq y \leq x \operatorname{tg} 2\alpha - \frac{y_{1\epsilon}}{\cos 2\alpha} \quad (12)$$

її джерело розташовано на відрізку прямої, яка утворена перетином площин

$$\frac{y - y_{1\epsilon}''}{x - x_{1\epsilon}''} = \frac{y_{1\epsilon}'' - y_{1\epsilon}''}{x_{1\epsilon}'' - x_{1\epsilon}''}$$

її фронт задається рівнянням

$$(x \cos 2\alpha + y \sin 2\alpha - x)^2 + z^2 = (at)^2. \quad (13)$$

I, нарешті, нижня сферична хвиля має місце, коли

$$y \geq x \operatorname{tg} 2\alpha - \frac{y_{1\epsilon}}{\cos 2\alpha},$$

її джерело знаходиться у точці з координатами $(x_{1\epsilon}'', y_{1\epsilon}'', 0)$, а фронт задається рівнянням

$$(x - x_{1\epsilon}'')^2 + (y - y_{1\epsilon}'')^2 + z^2 = (at)^2. \quad (14)$$

Отже, розглянуті хвилі від першого заряду. Хвилі від другого заряду описуються аналогічно, із заміною у формулах (1)-(14) індексу 1 на 2. Але при цьому замість часу t записується $t - \phi$ (ϕ - час запізнення моменту вибуху другого заряду по відношенню до першого).

Загальне розв'язання задачі моделювання вибухів лінійних зарядів дається шляхом суперпозиції хвиль від реальних та фіктивних джерел вибухів. Кожне окреме розв'язання - сферична або циліндрична хвиля у необмеженому просторі.

При варіюванні параметрів задачі картина розповсюдження вибухових хвиль може мінятися якісно. Для з'ясування виду відображень може бути потрібним знаходження прямолінійних промінів, вздовж яких розповсюджується хвиля. Тому необхідно при моделюванні задавати конкретні значення параметрів.

2. Реальний вибух (лінійне джерело)

Розглянемо реальну задачу яка зустрічається в практиці вибухових робіт

$$H = 11 \text{ м}, \alpha = 60^\circ,$$

$$v = 1,5 \text{ км/с}, x_1 = 14 \text{ м}, y_{1\text{ниж}} = -1,4 \text{ м}, y_{1\text{верх}} = 2,4 \text{ м}, x^2 = 7 \text{ м}, y_{2\text{ниж}} = -1,4 \text{ м}, y_{2\text{верх}} = 4,8 \text{ м}.$$

Будемо вважати, що форма зарядів є лінійною.

Картина розповсюдження вибухової хвилі від заряду 1 для різних моментів часу представлена на рис. 2.

Коли $t = 9,33$ мс хвиля, яка відбита від укусу уступу і пряма хвиля досягають нижньої кромки уступу.

При $t \geq 9,33$ мс хвиля, яка відбита від укусу, від'єднується від неї у нижній частині з відривом фронту і утворенням тіні (рис. 2д).

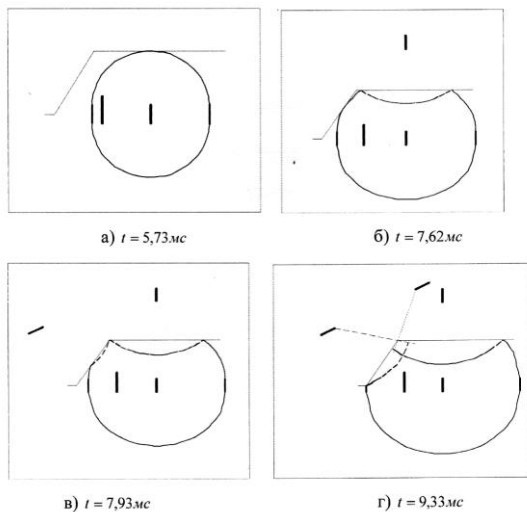


Рис. 2

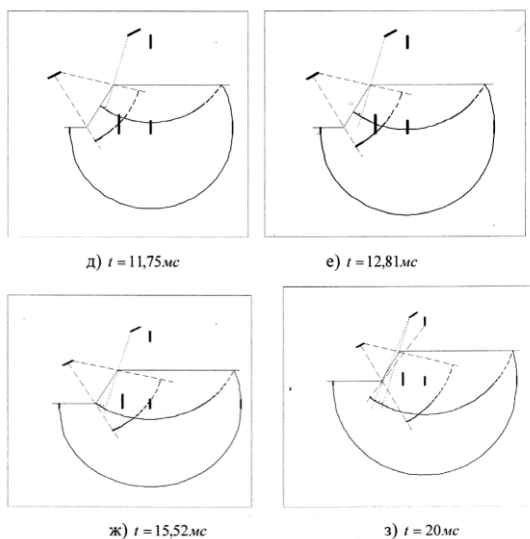


Рис. 3. Розповсюдження вибухової хвилі від лінійних лжепел

Область тіні відбитої хвилі обмежена нижньою горизонтальною площиною і площиною променів, вздовж яких розповсюджується хвиля. Ця площина проходить через точку з координатами $(x_1'', y_{1,0}'')$, де розташоване фіктивне джерело, і пряму нижньої кромки уступу, яка задається рівнянням

$$\frac{y}{x} = \frac{y_1''}{x_1''} \quad (15)$$

і визначається рівнянням

$$x = 0, \quad y = 0, \quad (16)$$

Пряма вибухова хвиля розповсюджується без змін, тому що її площина променів співпадає з нижньою горизонтальною межею уступу. Коли $t=11,75$ мс хвиля, яка відбита від укосу, досягає другого заряду.

Аналіз ситуацій, що складається на рис. 2д та 2е, коли дві відбиті хвилі знаходяться в районі розташування заряду 2, біля укосу уступу що чекає своєї черги, може визвати думку, що це і є сприятливий час його спрацювання. Саме так. Обидві хвилі розташовані навхрест одна одній та створюють зону, яку звать ізотропною, в якій напруги врівноважують одна одну. Порода знаходиться в напруженому стані і нова хвиля розвиватиметься з більшою швидкістю та утворюватиме більш дрібну фрагментацію. Але час існування ситуації 1,25-1,5 мс. Якщо заряд 2 спрацює на 2 мс раніше - відбиті хвилі від заряду 1 гаситимуть пряму хвилю від заряду 2. З одного боку, властивості гірських порід, від одного прошарку до іншого мають схильність до варіації їх значень. Невипадково на геологічних кресленнях міцність порід проставляють 8-10, 12-14. З іншого - піротехніка в капсулях - детонаторах також працює

досить нестабільно, бо то є процес вибухового горіння - набагато менш стабільний ніж детонація. Цю ситуацію можна відпрацювати з високою точністю, якщо по-перше, під час бурових робіт уточнювати властивості гірських порід для кожної окремо взятої свердловини що за кордоном успішно виконують, а по-друге, застосовувати систему електронного ініціювання зарядів ВР, яка забезпечує відхилення від моменту спрацювання засобів ініціювання не більш як 0,5 мс. Але засоби електронного ініціюванні для наших умов занадто дорогі, та витрати на їх застосування не можуть бути перекриті покращенням якості подрібнення. Необхідні способи керування дією вибуху з економією як на ВР, так і на всіх процесах гірничого виробництва. Саме тому краще почекати, поки обидві відбиті хвилі пройдуть повз місце розташування заряду 2. Вони тим самим виконуватимуть роботу переміщення масиву у бік вільних поверхонь - до здолання його інерції. Наступна широка зона у часі ≥ 20 мс, коли напруги у «хвостовій» частині розтягуючих хвиль впали і мало заважатимуть прямій хвилі від спрацювання заряду 2а інерція масиву подолана, що є сприятливим фактором для руйнування гірських порід.

Висновки. Аналіз проходження хвиль напруг від спрацювання одного з двох близько розташованих зарядів пропонує два варіанти покращення результатів вибуху:

створенням невеликих інтервалів сповільнень у вузькому діапазоні значень за допомогою електронної системи ініціювання, що відзначається дорожнечою.

створенням значних інтервалів сповільнень, порядку ≥ 20 мс, що дозволяє реалізувати ідею незалежного спрацювання окремих близько розташованих зарядів із мінімізацією їх взаємодії під час вибуху.

Рукопис подано до редакції 19.03.12

УДК 622.271: 622.013

Є.К. БАБЕЦЬ, канд. техн. наук, доц., ДП «НДГРІ»

УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСІВ РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ НА ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВАХ ПРИ КОМПЛЕКСНІЙ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

Визначено основні напрями удосконалення процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах. Розроблено методику проведення досліджень з оцінки стану управління виробничими ресурсами і виявлення наявних та прихованих резервів. Запропоновані конкретні заходи з удосконалення процесів ресурсозбереження за рахунок зниження собівартості виробництва залізородної продукції та підвищення її якості.

Ключові слова. Гірничі підприємства, процеси ресурсозбереження, видобувні роботи, збагачення.

Актуальність проблеми. В останні роки в Україні приділяється значна увага ресурсозбереженню в усіх галузях народного господарства. Це один з основних еволюційних шляхів підвищення конкурентоспроможності продукції промислового виробництва. Особливо це питання є актуальним для гірничо-металургійного комплексу (ГМК), оскільки він є найбільш капітало-, матеріало-, праце- та енергоємним.

Стан теорії та практики. Дослідження показують [1,2], що для підвищення конкурентоспроможності підприємств ГМК є значні резерви. Вони приховані в управлінні складовими собівартості виробництва та формуванні якості продукції. Для гірничих підприємств важливим фактором є також комплексне використання природних ресурсів.

Вирішенню цього складного питання присвячено багато досліджень вітчизняних та зарубіжних науковців [3-5]. Однак аналіз літературних джерел показує, що до теперішнього часу відсутній загальний підхід для удосконалення процесів ресурсозбереження. Тому у статті викладено авторське бачення вирішення даної проблеми та методику, яка на основі системного підходу дозволяє визначати проблемні питання в управлінні виробничо-господарською діяльністю підприємства та оцінювати напрями, шляхи і можливі варіанти економії усіх видів ресурсів з ціллю створення ресурсозберігаючих технологій відпрацювання родовищ корисних копалин.

Результати досліджень. Алгоритм методики проведення досліджень процесів ресурсозбереження на прикладі гірничо-збагачувального комбінату приведено на рис. 1.

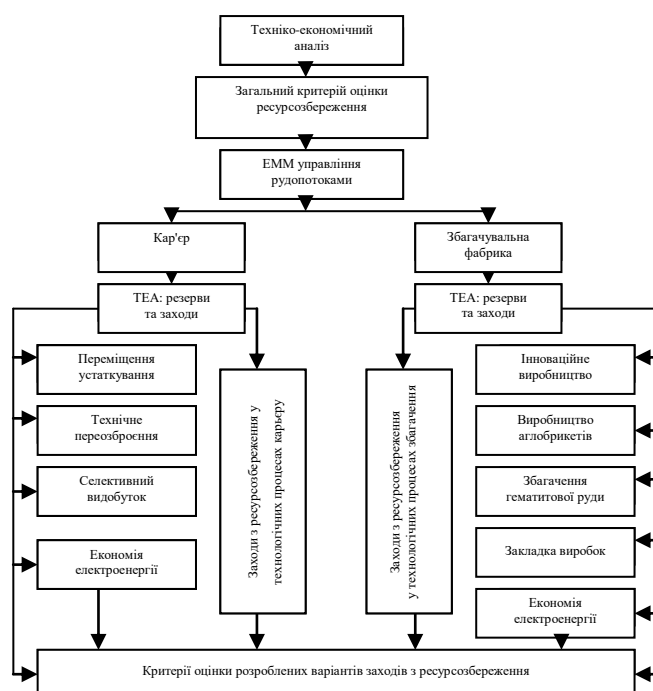


Рис. 1. Алгоритм методики проведення досліджень процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах

Головним і найбільш відповідальним етапом методики є етап проведення ретельного техніко-економічного аналізу, за результатами якого встановлюються проблемні питання в процесах ресурсозбереження і визначаються резерви для їх ліквідації. При цьому пропонується використовувати прийоми порівняння, групування, деталізації, АВС-аналіз, елімінування тощо (блок 1,5,12) [6]. За допомогою перших трьох прийомів визначаються відхилення, а АВС-аналіз і елімінування дозволяють встановити найбільш вагомні фактори підвищення ефективності процесів ресурсозбереження.

У якості загального критерію оцінки стану процесів ресурсозбереження (блок 2) запропоновано показник ресурсоміст-

кості (КР), який визначається з виразу

$$KP = \frac{P}{ТП} \rightarrow \min,$$

де P - вид ресурсу; $ТП$ - обсяг товарної продукції.

На третьому етапі (блок 3) розробляється економіко-математична модель управління кількісними і якісними параметрами рудопотоків з урахуванням особливостей підприємства. Модель складається з критерію та обмежень. У якості критерію можуть бути використано:

мінімум відхилень сформованої якості залізорудної сировини у рудопотоці $ПЯ_\phi$ від заданого значення $ПЯ_{пл}$

$$|ПЯ_\phi - ПЯ_{пл}| \rightarrow \min$$

мінімум відхилень обсягів залізорудної сировини у рудопотоці ($ЗРС_\phi$) від заданого значення ($ЗРС_{пл}$)

$$|ЗРС_\phi - ЗРС_{пл}| \rightarrow \min$$

Обмеження враховують вимоги збагачувальної фабрики за обсягами та якістю ЗРС, яка добувається у кар'єрі, у тому числі і за технологічними показниками її збагачення. Для визначення технологічних показників збагачення пропонується проведення геолого-технологічного картування родовища.

Аналіз стану використання ресурсів та розроблення заходів з удосконалення процесів ресурсозбереження у кар'єрі (блоки 4-10) і на збагачувальній фабриці (блоки 11-18) проводиться окремо. Він може проводитись послідовно або паралельно.

Кар'єр. У блоці 5 проводиться техніко-економічний аналіз основних та допоміжних процесів видобутку ЗРС у кар'єрі [6,7]. Особлива увага приділяється формуванню рудо потоків[7], які виникають вже при проведенні буро-вибухових робіт.

Спочатку вирішуються найбільш загальні проблемні питання, які впливають на ефективність управління якісними і кількісними параметрами рудопотоків:

необхідність проведення технічного переозброєння [2,7] (блок 6). Для вирішення цього питання запропонована економіко-математична модель, яка реалізується за допомогою комп'ютерної техніки і спеціального програмного забезпечення. У якості критерію оцінки можливих варіантів заміни гірничо-транспортного устаткування запропоновано вираз чистої приведеної вартості [6] $NPV \rightarrow \max$;

можливість переміщення гірничо-транспортного устаткування з допоміжних процесів на основні (блок 7). Для вирішення цього питання запропоновано використання апарату теорії масового обслуговування [6].

Як приклад, вибір раціональної кількості відвальних тупиків здійснювали на підставі розрахунків за виразом мінімуму витрат на транспортно-відвальні роботи, грн/год

$$Г(S)/T = T(3_1V + 3_2\rho),$$

де $Г$ - повна вартість системи «транспортно-відвальні тупики», грн.; S - кількість відвальних тупиків, шт.; T - інтервал часу, що дорівнює 1 год.; 3_1 - вартість 1 години простою локомотивопотягу, грн./год.; V - число локомотивопотягів, що перебувають у системі, од.; 3_2 - вартість простою 1 год. відвального тупика (екскаватора), грн./год.; ρ - кількість екскаваторів, зайнятих у системі, од.;

доцільність у здійсненні селективного видобутку ЗРС у кар'єрі (блок 8). Умови формування 2-х рудопотоків: від середнього значення вмісту заліза на родовищі $\alpha_{ср.}$ формується два рудопотока $P1$ і $P2$; у $P1$ попадає руда зі змістом заліза від мінімального значення α_{\min} до $\alpha_{ср.}$, у $P2$ - від $\alpha_{ср.}$ до максимального значення α_{\max} .

За умови рівності обсягів:

$$\begin{aligned} \text{для } P1 \quad \alpha_1 &= (3 \alpha_{\min} + \alpha_{\max}) / 4, \% \\ \text{для } P2 \quad \alpha_2 &= (3 \alpha_{\max} + \alpha_{\min}) / 4, \% \\ \text{для загального потоку } \alpha_{ср.} &= (\alpha_1 + \alpha_2) / 2, \% \end{aligned}$$

Для кожного з рудопотоків вихід концентрату (γ) розраховується за формулою

$$\gamma = (\alpha - \beta) / (\beta - \Theta),$$

де Θ - втрати заліза в хвостах, %; α , β - відповідно, вміст заліза у руді і концентраті, %.

Витяг корисного компонента (ϵ) з рудної сировини в концентрат визначається з виразу

$$\epsilon = (\gamma - \beta) / \alpha.$$

Для наведеного прикладу приріст вилучення складе 0,12 %, приріст виходу концентрату 0,072 %. Це дозволить одержати додатково з кожного мільйона тонн сирової руди додатково $\Delta K = 7200$ т концентрату.

заходи з економії енергетичних ресурсів (блок 9). У якості основних заходів пропонується зонна оплата за електроенергію та підвищення ефективності використання енергетичних ресурсів шляхом вирівнювання графіків навантажень енергосистеми енергоємними споживачами [8,9].

Удосконалення ресурсозбереження в технологічних процесах кар'єру при формуванні рудопотоків (блок 10) пропонується здійснювати за рахунок раціонального використання матеріальних та енергетичних ресурсів, поступового але наполегливого збільшення вантажопідйомності транспортних засобів та ємкості ковшів екскаваторів.

У якості технологічного заходу пропонується використання перевантажувальної площадки (усереднювального складу). Відмінною особливістю складу є врахування необхідності та проектування можливості керування процесом розвантаження рудної маси автосамоскидами у визначених місцях. Це дозволить управляти якісними і кількісними параметрами рудопотоків та стабілізувати їх у часі і просторі. Використання керованих перевантажувальних пунктів буде спонукати збільшенню виходу концентрату на збагачувальній фабриці та підвищенню у ньому корисного компоненту.

Збагачувальна фабрика. У блоці 12 проводиться техніко-економічний аналіз переробки ЗРС на збагачувальній фабриці. При цьому також пропонується використовувати прийоми порівняння, групування, деталізації, АВС-аналіз, елімінування тощо.

Для підвищення ефективності процесів ресурсозбереження на ЗФ пропонується :
на тих підприємствах де виробляється тільки концентрат розглянути проекти зі створення нової продукції (агломерату, обкотишів) (блок 13);
виробництво агломераційного брикету (блок 14).

ДП „НДГРІ” із залученням працівників інших криворізьких наукових і навчальних інститутів розроблено [7]:

інноваційну технологію виробництв з металургійних шламів нового виду металургійної сировини - агломераційного брикету. За якісними показниками він перевищує агломерат, який в поточний час виготовляють агломераційні фабрики металургійних і гірничо-збагачувальних комбінатів. Вміст заліза в його складі близько 65 %. Технологічний процес забезпечує видалення при переробці шламів всіх шкідливих домішок (сірка, фосфор, миш'як, цинк, натрій, калій та інші луги), що значно підвищує конкурентоспроможність цієї продукції з агломератом та іншими видами металургійної сировини.

технологію виробництва гематитового концентрату з гематитових кварцитів, які закладовані в скельних відвалах Кривбасу (блок 15).

У поточний час у відвалах шахт і кар'єрів Кривбасу нагромаджено близько 5 млрд т розкритих порід. З них понад 2 млрд т можуть використовуватись як кондиційна залізородна сировина, яка за допомогою сучасної техніки і технології може бути перероблена на висококондиційний металургійний продукт - аглоруду, аглоконцентрат, концентрат [7].

Попередні мінералогічні дослідження та технологічні випробування гематитових руд Кривбасу, розроблена технологія збагачення гематитових кварцитів [7], показали, що з використанням цієї технології можливо виробництво з гематитових кварцитів декількох залізородних продуктів різної якості: агломераційної руди з вмістом заліза 57-58 %, агломераційного концентрату (60-62 %), рядового залізородного концентрату (65-66 %) та високоякісного концентрату (68-68,5 %).

Запропонована технологія дозволяє переробляти залізородну сировину, яка до цього часу не використовувалась. Вона є енергозберігаючою, низькоресурсовитратною та не потребує великих капітальних вкладень.

Витрати на дослідження, проектування, будівництво, експлуатацію дослідно-промислової установки, потужністю 1 млн м³/рік, становлять близько 65 млн грн.

У блоці 16 пропонується провести дослідження та розробити технологію закладення виробленого простору шахтами Кривбасу на основі шламів, шлаків, хвостів збагачення [10,11]. З метою зменшення негативного впливу діяльності гірничо-металургійного комплексу на природне середовище в Кривбасі пропонується виконати низку наступних першочергових невідклад-

них заходів. До них належать [12]:

інвентаризація і складання схеми розміщення відпрацьованого гірського простору (відкритих і підземних вироблень) у Кривбасі та картування відпрацьованого простору;

розробка систем видобутку руди з використанням способів закладання виробленого простору;

дослідження стану відпрацьованого гірськими роботами масиву порід у полях діючих і відпрацьованих шахт Криворізького залізородного басейну і прогноз параметрів зрушення поверхні;

розробка природозберегаючих технологій підземного видобутку залізної руди з застосуванням технологій закладання виробленого простору;

розробка та втілення технології закладання виробленого простору в Кривбасі, із залученням до шихти шлаків, шлаків, хвостів збагачення, накопичених в техногенних родовищах.

Заходи з економії енергетичних ресурсів (блок 17). Як основні заходи пропонується [8,9] зонна оплата за електроенергію та підвищення ефективності використання енергетичних ресурсів шляхом вирівнювання графіків навантажень енергосистеми енергоємними споживачами.

Удосконалення ресурсозбереження в технологічних процесах збагачувальної фабрики при формуванні рудопотоків (блок 18) пропонується здійснювати [8,12-13] за рахунок раціонального використання матеріальних та енергетичних ресурсів, поступової але наполегливої заміни технічних засобів, впровадження прогресивних технологічних схем, управління технологічними режимами збагачення, усередненням у прийомних бункерах тощо.

У якості оцінки варіантів удосконалення процесів ресурсозбереження (блок 19) запропоновані наступні критерії:

чиста приведена вартість

$$NPV = \frac{\sum (D_t - C_t)}{(1 + E)^t} \rightarrow \max ;$$

сумарні приведені капітальні K та експлуатаційні C витрати

$$|C + EK| \rightarrow \min .$$

Розрахунок річного економічного ефекту необхідно здійснювати за допомогою порівняння собівартості видобутку та переробки залізородної сировини до c_1 і після c_2 впровадження розроблених заходів, грн.

$$E_p = (c_1 - c_2) A .$$

Висновки та рекомендації. За результатами проведеного аналізу процесів ресурсозбереження на гірничо-видобувних підприємствах України встановлено, що їх зміст на кожному окремому підприємстві значно відрізняється. Однак є як схожі проблеми так і схожі заходи з їх вирішення. Запропонована методика може бути використана з відповідною адаптацією на будь-якому підприємстві ГМК.

Список літератури

1. Сборник технико-экономических показателей горно-добывающих предприятий Украины в 2009-2010 гг. / **Е.К.Бабец, Л.А.Штанько, В.А.Салганик** и др. Кривой Рог, ГП «НИГРИ», 2011. – 307 с.
2. **Бабец Е.К.** Современное состояние горного производства на глубоких карьерах, основные проблемы и пути их решения. Сб. наук праць ДП НДГРІ. – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. - №52 – с.10-15.
3. Ресурсозберігаючі технології видобутку корисних копалин на кар'єрах України / **Шапар А.Г., Дриженко А.Ю., Бизов В.Ф.** та ін. – К. : Наукова думка, 1989. – 92 с.
4. Ресурсосберегающая технология разработки недр. – Апатиты : б.и. 1987. – 89 с.
5. Ресурсосберегающие технологии в горном деле: Сб. науч. тр. / ИГД. – Владивосток, 1991. – 141 с.
6. **Бабец Е.К., Горлов Н.И., Жуков С.А.** Теория экономического анализа: Уч. пособие.-Днепропетровск: Наука и образование, 2002. – 424 с.
7. Удосконалення процесів ресурсозбереження при вилученні,переробці та комплексному використанні залізних руд за рахунок управління їх якісними та кількісними параметрами.Звіт про НДДГР.№д.р.011U007041.-ДП «НДГРІ», 2011,Книга 2.162с.-ДП «НДГРІ»,Кривий Ріг, 2011.
8. **Бабец Е.К.,Сокур Н.И.** Управление энергосбережением в процессах рудоподготовки. - Кривой Рог: Минерал, 2001. - 410с.
9. **Бабец Е.К.,Сокур Н.И.,Хорольский В.П.** Пути снижения расхода энергии на ГОКах. Горный журнал. - Недра. –М.: 1989, №2. - С.51-54.
10. **Дядечкин Н.И., Бабец Е.К.** Перспективы развития горных работ в Криворожском железорудном бассейне. Сб. наук праць ДП НДГРІ. – Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. - №52 – С.3-9.

11. Дядечкин Н.И., Бабец Е.К., Штанько Л.А., Касьяненко Н.А. Подземная выемка руды с закладкой выработанного пространства неконсистентным материалом. «Металлургическая и горнорудная промышленность»; Днепропетровск, 2010. - 5. - С.90-92

12. Концепція розробки державної програми комплексного вирішення проблем Кривбасу / Разраб. рудн. месторожд. - Вып. 94. - Кривий Ріг: КТУ, 2011. - С.24-30.

13/ Бабец Е.К., Горлов Н.И., Жуков С.А. Ситуационное управление технологическими процессами добычи и переработки руд. Наука и образование, Днепропетровск, 2001. - 289с.

Рукопис подано до редакції 12.04.12

УДК 622.235

Я.В. ВАСИЛЬЧУК¹, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЗРЫВОВ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Разработана математическая модель, которая позволяет определить скорость движения горных пород в условиях применения короткозамедленного взрывания, а также влияние на неё угла расположения скважинных зарядов.

Проблема и ее связь с научными и практическими знаниями. Действие взрыва в твёрдых телах, которое лежит в основе многочисленных задач взрывного дела, представляет собой достаточно сложную задачу, которая включает в себя различные физические процессы, такие как: распространение ударных волн, разрушение горных пород, неустановленное движение среды. Также очень важным является вопрос зависимости характера протекания взрывных процессов от параметров буровзрывных работ, свойств горных пород и характеристик взрывных веществ. В данное время эти процессы исследованы недостаточно, поэтому до последнего времени взрывное дело являло собой в основном эмпирическую науку, которая опирается на опыт применения взрывов в горнодобывающей промышленности, а также разного рода земляных работах.

Современное развитие взрывного дела опирается на использование достижений и методов математики, физики, механики сплошных сред и других фундаментальных наук. Вместе с этим, для взрывного дела, как раздела техники, требуются инженерные расчёты максимальной простоты, которые допускают, в это же время, возможность достаточно широких эмпирических вариаций.

Анализ исследований и публикаций. Особенностью протекания взрывных процессов в горных породах на первом этапе является факт, что возникающие при этом давления настолько большие, что дают возможность при моделировании пренебречь характеристиками крепости и пластическими свойствами среды, а также силой трения в сравнении с инерционными силами. Если при этом пренебречь еще и сжимаемостью среды, то появляется возможность применять при математическом моделировании гидродинамические представления и пользоваться моделью идеальной несжимаемой жидкости. В рамках этой модели М.А. Лаврентьев [1,2] решил задачу о формировании и действии камуфлетного заряда. При этом рассматривалось устоявшееся течение жидкости. О.Е. Власов [3] воспользовался моделью идеальной несжимаемой жидкости для расчета воронки при подземном взрыве на выброс. Тут была использована импульсная постановка задачи и введена дополнительная характеристика крепости горной породы - критическая скорость. Идеи Лаврентьева в последующем были развиты в работах о форме воронки выброса [4-7,8], о принципах абсолютно направленного взрыва [9-12,13], о разрушающем действии взрыва [14] и принципах неравномерного дробления горных пород [15].

Цель работы. Воспользоваться моделью идеальной несжимаемой жидкости для разработки математической модели, которая позволит исследовать скорость движения горных пород в массиве при взрыве удлиненных зарядов.

При разработке математической модели учесть возможность исследования скорости движения породы в зависимости от угла расположения удлиненных зарядов.

Учесть в математической модели короткозамедленный характер взрывания и инерционный характер среды.

Материалы и результаты исследований. При описании динамики жидкой среды, которая заполняет некоторый объем, считается, что ее движение задано, если в любой момент времени t можно определить поле скоростей частиц среды $\vec{v}(\vec{x}, t)$ в выбранной точке \vec{x} . Кроме поля скоростей должны определяться другие величины, которые характеризуют состояние среды: дав-

¹ © Васильчук Я.В., 2012

ление $p(\vec{x}, t)$, плотность $\rho(\vec{x}, t)$ и т. п., в зависимости от конкретной задачи. Для математического описания модели идеальной несжимаемой жидкости пользуются уравнениями Эйлера

$$\operatorname{div} \vec{v} = 0, \quad (1)$$

$$\frac{d\vec{v}}{dt} = -\frac{1}{\rho} \operatorname{grad} p + \vec{F}. \quad (2)$$

Уравнение (1) представляет математическую запись условия несжимаемости жидкости. Уравнение (2) является уравнением движения. В левой его части стоит ускорение жидкости, а в правой части - действующие силы: гидродинамические и внешние. Чтобы найти решение эллиптических уравнений, которые выводятся из уравнений (1) и (2), воспользуемся методом функций Грина.

Задача Коши для уравнения Пуассона имеет вид

$$\Delta u = f(M), \quad (3)$$

$$\alpha_1 u + \alpha_2 \frac{\partial u}{\partial n} \Big|_S = \chi(M), \quad (4)$$

где Δ - оператор Лапласа.

Если $\alpha_1 = 1$, $\alpha_2 = 0$, то имеет место граничное условие I рода, при $\alpha_1 = 0$, $\alpha_2 = 1$ - граничное условие II рода, а при $\alpha_1 \neq 0$, $\alpha_2 \neq 0$ - граничное условие III рода.

Для решения задачи Коши (3), (4) методом функций Грина необходимо найти решение вспомогательной задачи

$$\Delta G = -\delta(M, P), \quad (5)$$

$$\alpha_1 G + \alpha_2 \frac{\partial G}{\partial n} \Big|_S = 0, \quad (6)$$

где $\delta(M, P)$ - дельта-функция.

Параметры α_1 и α_2 в условии (6) выбираются так, чтобы соответствовать граничным условиям (4) основной задачи.

Это решение является функцией Грина задачи (3), (4). Если функция Грина найдена, то решение исходной задачи (3), (4) записывается так

$$u(P) = \iint_S \chi(M) G(M, P) d\sigma_M - \iiint_V f(M) G(M, P) d\tau_M, \quad (7)$$

где V - область, в которой решается задача; S - поверхность, которая ограничивает область V .

Сосредоточенный заряд. Пусть заряд интенсивностью Q находится на некоторой глубине от поверхности земли. Если систему координат выбрать так, что плоскость $z=0$ совпадает с поверхностью земли, и ось Oz направлена вверх, то рассматриваемый заряд расположится в точке $M_0(x_0, y_0, z_0)$.

Тогда задача Коши для потенциала скоростей запишется так

$$\Delta \varphi = Q \cdot \delta(M, M_0), \quad (8)$$

$$\varphi \Big|_{z=0} = 0, \quad (9)$$

где $M(x, y, z)$ - произвольная точка рассматриваемой области, Q - интенсивность заряда, м³/с.

Для решения поставленной задачи необходимо построить функцию Грина для первой краевой задачи

$$\Delta G = -\delta(M, P), \quad (10)$$

$$G \Big|_{z=0} = 0. \quad (11)$$

Учитывая, что плоскостью, которая ограничивает область, является $z=0$, то

$$x'_0 = x_0, \quad y'_0 = y_0, \quad z'_0 = -z_0. \quad (12)$$

Функция Грина задачи (5), (6) запишется в виде

$$G(M, P) = \frac{1}{4\pi} \left(\frac{1}{r_{MP}} - \frac{1}{r_{MP'}} \right), \quad (13)$$

где $r_{MP} = \sqrt{(x - x_p)^2 + (y - y_p)^2 + (z - z_p)^2}$, $r_{MM'_0} = \sqrt{(x - x_p)^2 + (y - y_p)^2 + (z + z_p)^2}$.

Линейный заряд. Пусть заряд располагается в скважине непрерывным образом на глубине -

z_0 и имеет длину l , причем скважина составляет угол α с горизонтальной поверхностью (рис. 1).

Если принять, что линейная интенсивность заряда постоянная, то функция, которая определяет положение заряда в пространстве (3), запишется так

$$f(x, y, z) = \frac{q}{4\pi} \delta(y - y_0) \delta(x - X) \delta(z - tg\alpha \cdot (X - x_0)), \quad (x_0 + z_0 ctg\alpha - l \cos \alpha \leq X \leq x_0 + z_0 ctg\alpha), \quad (14)$$

где q - линейная интенсивность заряда, m^2/c .

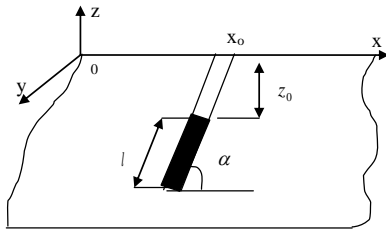


Рис. 1. Расположение линейного заряда в скважине (α - угол наклона шпура, l - длина заряда, x_0 - расстояние устья скважины от начала координат; z_0 - расстояние заряда от поверхности)

Формула для определения потенциала линейного заряда будет иметь вид

$$\varphi(x, y, z) = \frac{q \cos \alpha}{4\pi} \ln \left(\frac{(u_2 + \sqrt{u_2^2 + a})(v_1 + \sqrt{v_1^2 + b})}{(u_1 + \sqrt{u_1^2 + a})(v_2 + \sqrt{v_2^2 + b})} \right), \quad (15)$$

где $M_k(x_k, y_k, z_k)$ - координаты точек расположения заряда; τ_k - время запаздывания взрыва k -го заряда ($k = 1, \dots, n$); n - число точечных зарядов.

$$u_2 = \cos \alpha ((x_0 - x) \cos \alpha + z_0 \frac{1}{\sin \alpha} - z \sin \alpha), \quad u_1 = u_2 - l \cdot \cos \alpha,$$

$$v_2 = \cos \alpha ((x_0 - x) \cos \alpha + z_0 \frac{1}{\sin \alpha} + z \sin \alpha), \quad v_1 = v_2 - l \cdot \cos \alpha.$$

$$\sqrt{u_2^2 + a} = \cos \alpha \sqrt{(x - x_0 - z_0 ctg\alpha)^2 + (y - y_0)^2 + (z - z_0)^2},$$

$$\sqrt{u_1^2 + a} = \cos \alpha \sqrt{(x - x_0 - z_0 ctg\alpha)^2 + (y - y_0)^2 + (z - z_0)^2 + l^2 + 2l \cdot ((x - x_0) \cos \alpha + z \sin \alpha - \frac{z_0}{\sin \alpha})},$$

$$\sqrt{v_2^2 + b} = \cos \alpha \sqrt{(x - x_0 - z_0 ctg\alpha)^2 + (y - y_0)^2 + (z + z_0)^2},$$

$$\sqrt{v_1^2 + b} = \cos \alpha \sqrt{(x - x_0 - z_0 ctg\alpha)^2 + (y - y_0)^2 + (z - z_0)^2 + l^2 + 2l \cdot ((x - x_0) \cos \alpha - z \sin \alpha - \frac{z_0}{\sin \alpha})}.$$

Координаты скорости находятся, как частные производные потенциала (15).

Интенсивность заряда. Предложенная формула в работе [2] для определения интенсивности заряда рассматривает сферический заряд, расположенный на некоторой глубине от поверхности. Таким образом, мы получим интенсивность одиночного сферического заряда.

Автором было проведено усовершенствование формулы таким образом, чтобы ею можно было пользоваться для определения средней интенсивности линейного заряда при короткозамедленном взрывании на промежутке $[0, \Delta t]$. Формула имеет вид

$$\bar{Q} = \frac{\left(\frac{1}{3\Delta t} \sqrt{\frac{2\pi}{3}} \left(\left(r_0^{2.5} + 2.5 \sqrt{\frac{3\varepsilon \Delta \varepsilon W_0 L_{зар}}{2\pi\rho}} \Delta t \right)^{\frac{6}{5}} - r_0^3 \right) \right)}{L_{зар}}. \quad (16)$$

где \bar{Q} - средняя интенсивность линейного заряда на промежутке $[0, \Delta t]$, m^2/c ; Δt - интервал замедления, с; r_0 - радиус заряда, м, W_0 - потенциальная энергия ВВ, Дж, $\Delta \varepsilon$ - доля энергии, которая идет на перемещение породы (0,1) [2]; ε - полнота превращения потенциальной энергии в кинетическую (для ЭВВ - 0,9-0,97); ρ - плотность породы, kg/m^3 ; $L_{зар}$ - длина заряда, м, d - диаметр заряда.

Для учета этого явления помимо интенсивности взрыва целесообразно при расчете потенциала ввести функцию, учитывающую инерционный характер движения среды. В простейшем случае такую функцию можно задать в виде

$$\psi(t) = e^{-\lambda t}, \quad (17)$$

где λ - параметр, характеризующий спадание потенциала, $1/c$; t - интервал времени, с.

Если происходит короткозамедленное взрывание, то потенциал для $\Delta t < 1$ запишется в виде

$$\varphi(x, y, z) = \frac{e^{-\lambda(t-\Delta t)}}{4\pi} \sum_{k=1}^n \bar{Q}_k \cdot e^{\lambda\tau_k} \cos \cdot \alpha \ln \left(\frac{(u_2 + \sqrt{u_2^2 + a})(v_1 + \sqrt{v_1^2 + b})}{(u_1 + \sqrt{u_1^2 + a})(v_2 + \sqrt{v_2^2 + b})} \right). \quad (18)$$

где $M_k(x_k, y_k, z_k)$ - координаты точек расположения заряда; τ_k - время запаздывания взрывания k -ого заряда ($k=1, \dots, n$); n - число линейных зарядов.

Координаты вектора скорости, как и для формулы (15) определяются, как частные производные потенциала (18).

Полученные частные производные будут являться координатами вектора скорости, т.е.

$$\vec{v}(x, y, z) = \left(\frac{\partial \varphi}{\partial x}, \frac{\partial \varphi}{\partial y}, \frac{\partial \varphi}{\partial z} \right), \quad (19)$$

Величина самой скорости находится согласно формуле

$$|\vec{v}(x, y, z)| = \sqrt{\left(\frac{\partial \varphi}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial z} \right)^2}. \quad (20)$$

Формула (18) позволяет определить потенциал зарядов при короткозамедленном взрывании линейных зарядов в зависимости от угла их расположения, а частные производные от (18) позволяют определить проекции скорости движения породы (19) в рассматриваемых случаях. Для нахождения направления скорости движения среды необходимо воспользоваться формулами

$$\cos \alpha = \frac{\frac{\partial \varphi}{\partial x}}{\sqrt{\left(\frac{\partial \varphi}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial z} \right)^2}}, \quad \cos \beta = \frac{\frac{\partial \varphi}{\partial y}}{\sqrt{\left(\frac{\partial \varphi}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial z} \right)^2}}, \quad \cos \gamma = \frac{\frac{\partial \varphi}{\partial z}}{\sqrt{\left(\frac{\partial \varphi}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial z} \right)^2}}, \quad (21)$$

где $\alpha = (\vec{v} \wedge Ox)$, $\beta = (\vec{v} \wedge Oy)$, $\gamma = (\vec{v} \wedge Oz)$.

Выводы. Разработана математическая модель, которая позволяет исследовать скорость и направление движения горных пород при взрыве.

Математическая модель дает возможность исследовать изменение потенциала линейного заряда и скорость движения горных пород в зависимости от угла расположения удлиненных зарядов.

При разработке математической модели для исследования процесса взрывания нескольких скважинных зарядов был учтен короткозамедленный характер взрывания и инерционный характер среды, который обуславливается затуханием потенциала заряда во времени.

Данную математическую модель есть возможность применить в прикладном программном обеспечении для прогнозирования скорости движения горных пород в зависимости от параметров буровзрывных работ, свойств горных пород и характеристик взрывчатых веществ.

Список литературы

1. Лаврентьев М.А. Методы ТФКП / М. А. Лаврентьев, Б.В. Шабат. – Москва: Наука, 1973. – С. 735.
2. Лаврентьев М.А. Проблемы гидродинамики и их математические модели / М. А. Лаврентьев, Б.В. Шабат. – Москва: Наука, 1973.
3. Власов О.Е. Основы динамики взрыва / О.Е. Власов. – Москва: Изд.-во Военно-инженерной академии, 1957. – С. 377.
4. Ильинский Н.Б. Одна задача теории взрыва. Труды семинара по краевым задачам / Н.Б. Ильинский, Р.Б. Салимов. – Казань: изд-во КГУ, 1974. – С. 115-120.
5. Ильинский Н.Б. Об элетромоделировании краевых задач теории взрыва / Н.Б. Ильинский, Э. Э. Хайруллин. – РЖ Механика, 1975. – С. 38-43.
6. Ильинский Н.Б. Некоторые задачи о взрыве заглубленных зарядов. (Тр. Семинара по краевым задачам, вып. 12) / Н.Б. Ильинский, А.Г. Лабуткин, Р.Б. Салимов. – Казань: Изд-во КГУ, 1975. – С. 21-31.
7. Ильинский Н.Б. К решению одной краевой задачи теории взрыва / Н.Б. Ильинский // Изв. вузов. Математика № 6, 1975. – С. 111-116.
8. Кузнецов В.М. О форме воронки выброса при взрыве на поверхности грунта / В.М. Кузнецов. – ПМТФ, 1960. – С. 152-257.
9. Кузнецов В.М. Исследование линейно-распределенных зарядов выброса применительно к практике открытых работ / В.М. Кузнецов // Взрывное дело, 1963. -вып. 71/28. – С. 139-143.
10. Кузнецов В.М. Экспериментальное исследование направленного взрыва в грунте / В.М. Кузнецов, Е.Н. Шер // ПМТФ, 1963. -вып. 3. – С. 53-58.
11. Кузнецов В.М. Масштабный эффект и влияние прочности при направленном взрыве/ В.М. Кузнецов, Е.Н.

Шер // ПМТФ, 1963. -вып. 3. - С. 161-165.

12. Кузнецов В.М. О направлениях взрыва в мягком грунте / В.М. Кузнецов // Взрывное дело, 1963. -вып. 53/10. – С. 139-143.

13. Лаврентьев М.А. О направленном выбросе грунта при помощи ВВ / М.А. Лаврентьев, В.М. Кузнецов, Е.Н. Шер. – ПМТФ, 1960. - № 4. - С. 5-6.

14. Власов О. Е. Основы расчета дробления горных пород действием взрыва / О.Е. Власов. С.А. Смирнов. – Москва: Изд-во АН СССР, 1962. - С. 104.

15. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва/ Государственное издание физико-математической литературы. – Москва, 1959.

16. Кузнецов В.М. О принципе равномерного дробления горных пород взрывом / В.М. Кузнецов, Е.Н. Шер. - ПМТФ, 1975. - №3. - С. 48-51.

Рукопись поступила в редакцию 29.03.12

УДК 622.341.1

В.А. КОЛОСОВ, д-р техн. наук, проф., Ассоциация «Укррудпром», Кривой Рог

ОРГАНИЗАЦИЯ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЯМИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Затронута проблема подземного способа разработки, как необходимость одновременного обеспечения высокой технической эффективности извлечения руды (полноты извлечения запаса руды из недр с минимальной потерей ее качества) и высокой экономической эффективности отработки запаса месторождения, а также рассматривается необходимость правильной организации работ по реализации функций в области обеспечения рациональной эксплуатации запасов железорудных месторождений.

Украина обладает одним из наиболее мощных горно-металлургических комплексов в мире. Функционирование этого комплекса и перспективы его развития неразрывно связаны с дальнейшим использованием и расширением масштабов применения подземного способа разработки железорудных месторождений. Это объясняется наличием в недрах Украины крупных запасов железных руд, которые относятся к категории «промышленных», и отработка которых может быть осуществлена только подземным способом по причине сложных условий их залегания.

Однако, подземный способ разработки ставит и ряд серьезных проблем. Одной из наиболее важных и сложных среди этих проблем является необходимость одновременного обеспечения высокой технической эффективности извлечения руды (полноты извлечения запаса руды из недр с минимальной потерей ее качества) и высокой экономической эффективности отработки запаса месторождения. Схема технологической цепи производства товарной руды на подземном горнодобывающем предприятии представлена на рис. 1.

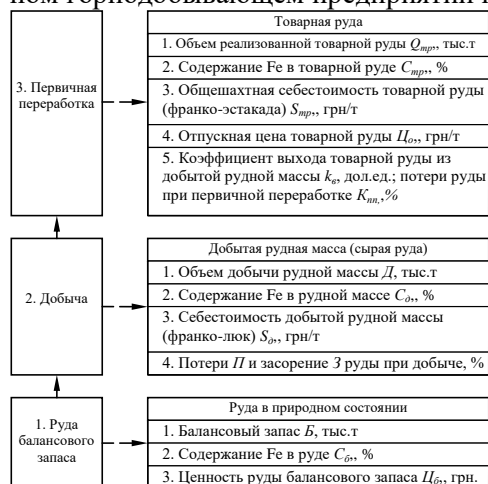


Рис. 1. Схема технологической цепи производства товарной руды на подземном горнодобывающем предприятии

Здесь $Q_{тр}$ - объем реализованной товарной руды, т тн.; $C_{тр}$ - содержание Fe в товарной руде, %; $S_{тр}$ - общешахтная себестоимость товарной руды (франко-эстакада), грн/т; $C_о$ - отпускная цена товарной руды, грн/т; $k_в$ - коэффициент выхода товарной руды из добытой рудной массы, доли. ед.; $K_{пт}$ - потери руды при первичной переработке, %; D - объем добычи рудной массы, тыс.т; $C_д$ - содержание Fe в рудной массе, %; $S_д$ - себестоимость добытой рудной массы (франко-люк), грн/т; P - потери руды при добыче, %; Z - засорение руды при добыче, %; B - балансовый запас тыс.т; $C_б$ - содержание Fe в руде балансовых запасов, %; $C_б$ - ценность руды балансового запаса, грн.

В настоящее время отработка железорудных месторождений подземным способом в Украине осуществляется с потерями и засорением руды на уровне 14-20 и 12-18 %, соответственно. В результате этого теряется до 20-30

% минерального сырья, сосредоточенного в недрах.

Достижение максимальной эффективности разработки может быть обеспечено за счет установления оптимального соотношения между значениями показателей извлечения руды и величиной допустимых финансовых затрат на ее добычу.

Реализация такого подхода возможна в связи с тем, что конкретные значения показателей извлечения руды каждой системы разработки и величина финансовых затрат на ее реализацию зависят не только от принципиальных конструктивных и технологических решений систем разработки, определяемых их типовыми паспортами, но и, в значительной мере, зависят от конкретных проектных (параметрических и организационных) решений по реализации системы разработки в конкретных условиях. Эти решения принимает проектировщик при подготовке проекта на отработку каждого добычного блока/панели, т.е., потери и засорение руды и финансовые затраты на добычу являются параметрами до определенной степени регулируемые.

Таким образом, одним из основных методов обеспечения приемлемых значений показателей извлечения руды и экономической эффективности разработки является правильный выбор варианта системы разработки для отработки запаса руды конкретного выемочного участка и ее параметрическая и технологическая адаптация (оптимизация) для конкретных геологических, горнотехнических и экономических условий, в которых будет осуществляться отработки запаса. Варианты систем разработки запасов представлены на табл. 2.

Таблица 2

Варианты систем разработки запасов и их код

Название системы разработки	Код
Этажное принудительное обрушение	1
Подэтажное самообрушение	2
Подэтажное обрушение, вариант "Закрытый веер"	3
Подэтажное обрушение с отбойкой вертикальных слоев руды глубокими скважинами в зажатой среде	4
Подэтажное обрушение с отбойкой вертикальных слоев руды глубокими скважинами на компенсационное пространство	5
Подэтажное обрушение с отбойкой глубокими скважинами наклонных слоев руды	6
Подэтажное обрушение с отбойкой глубокими скважинами горизонтальных слоев руды	7
Отдельная отработка МКЦ системой этажного обрушения; отработка МКЦ, потолочины, треугольного целика висячем боку залежи обрушением; вариант, при котором треугольный целик висячем боку рудного тела обрабатывается самостоятельно. Во всех случаях запас камеры не учитывается	8
Отдельная отработка МКЦ системой подэтажного обрушения при погашенной камере	9
Этажно-камерная система разработки с отработкой МКЦ, потолочины и треугольного висячего бока их массовым обрушением (в целом по системе, с учетом запаса камеры)	10
Подэтажно-камерная система разработки (в целом по блоку/панели)	11
Отработка слепых залежей системой с обрушением	12
Отработка слепых залежей камерной системой, отработка камерного запаса до обрушения целиков	13
Отработка потолочины при этажно-камерных системах разработки и отсутствии в блоке междукамерного целика	14

Для того чтобы указанный подход был действенным и обеспечивал необходимые результаты его реализация только на стадии проектирования является еще недостаточной. Для этого необходима организация на горнодобывающем предприятии системы управления технической и экономической эффективностью эксплуатации запасов месторождения. Эта система должна обеспечивать комплексное решение целого ряда задач. Одна из которых - оценка технических и экономических последствий для предприятий фактических (полученных в результате контроля) и прогнозируемых (при проектировании) величин показателей извлечения руды и эффективности принимаемых технических и технологических решений, направленных на обеспечение высокой эффективности выемки запаса руды.

Показателем технической эффективности эксплуатации железорудных месторождений является полнота извлечения металла из недр.

Расчет показателей полноты извлечения металла из недр проводится в порядке, изложенном в приведенной на табл. 3.

Таблица 3

Результаты расчета показателей полноты извлечения металла из недр

Наименование параметров	Обозначение	Значение
Балансовый запас, тыс.т	Б	
Содержание металла в балансовом запасе, тыс.т	C_b	
Вес Fe в руде балансового запаса, тыс.т	P_b	
Вес руды первичных потерь, тыс.т	P_n	
Содержание Fe в руде первичных потерь, %	C_{np}	
Вес потерянного Fe в рез. первич. потерь, тыс.т	P_{np}	
Коэффициент первичных потерь, %	k_{np}	

Вес пород первичного засорения, тыс.т	$Z_{п1}$	
Содержание Fe в породах первич. засорения, %	$C_{пз}$	
Вес Fe, поступивший с первичным засорением, тыс.т	$P_{пз}$	
Коэффициент первичного засорения, %	$K_{пз}$	
Выемочный запас, тыс.т	B	
Содержание Fe в выемочном запасе, %	$C_{в}$	
Вес Fe в руде выемочного запаса, тыс.т	$Z_{в}$	
Коэффициент вторичных потерь, %	$K_{п}$	
Вес потерянного выемочного запаса, тыс.т	$Q_{пв}$	
Содержание Fe в руде вторичных потерь, %	$C_{пв}$	
Вес потерянного металла, тыс.т	$P_{пв}$	
Коэффициент вторичного засорения, %	$K_{з}$	
Вес пород вторичного засорения, тыс.т	$Q_{зв}$	
Содерж. Fe в породах вторич. засорения, %	$C_{з}$	
Вес Fe, поступивший с засоренными породами, тыс.т	$P_{зв}$	
Коэффициент видимого извлечения, доли.ед	$K_{ви}$	
Добытая рудная масса, тыс.т	D	
Среднее содерж. Fe в доб. руд. массе, %	$C_{д}$	
Вес добытого металла, тыс.т	$P_{д}$	
Содержание чистой руды в доб. руд. массе, %	$K_{ч}$	
Вес чистой руды в добытой рудной массе, тыс.т	$Q_{чд}$	
Содержание Fe в чистой руде, %	$C_{чд}$	
Вес Fe в добытой рудной массе в чистом виде, тыс.т	$P_{чд}$	
Содержание засорения руды в добытой рудной массе, %	$K_{зд}$	
Вес засоренной руды в добытой рудной массе, тыс.т	$Q_{зд}$	
Содержание Fe в засоренной руде, %	$C_{зд}$	
Вес Fe в засоренной руде, тыс.т	$P_{зд}$	
Коэффициент извлечения металла из недр, доли.ед	$K_{им}$	
Потери качества, %	ΔC	
Разубоживание, %	R	
Вес потерянного металла выемоч. запаса, тыс.т	$P_{пмв}$	
Удельный объем компенсац. пространства, %	$U_{к}$	

Организация системы управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке железорудных месторождений представлена на рис. 4.

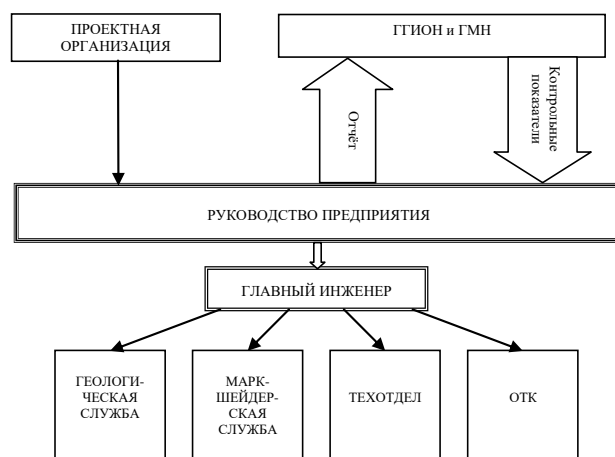


Рис. 4. Система управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке железорудных месторождений

Проектные организации предусматривают в проектах на разработку месторождений необходимые технические средства и обосновывают численность персонала геолого-маркшейдерских служб для определения исходных данных и учета показателей извлечения.

Руководители горнодобывающих предприятий обеспечивают штатные единицы персонала для выполнения этих функций, предусмотренные проектами.

Главный инженер горнодобывающего предприятия (шахты, рудника, комбината) несет ответственность за организацию своевременного и достоверного определения, учета, нормирования, планирования и экономической оценки уровня извлечения руды из недр.

Определение и учет текущих значений показателей извлечения руды при ее добыче, а также контроль соответствия этих значений установленным нормативам, осуществляют геологическая, маркшейдерская службы и отдел технического контроля горно-добывающего предприятия.

Руководители основных служб и отделов предприятия решают вопросы обеспечения эффективности эксплуатации недр в пределах их должностных обязанностей.

В случае возникновения ситуации, когда фактические величины потерь и засорения руды

превышают нормативные значения этих показателей, определенные в проекте на отработку запаса добычного блока, геологическая и маркшейдерская службы предприятия совместно с техническим отделом, выясняют причины возникновения такой ситуации. При этом руководители предприятия принимают меры по ликвидации этих причин и привлечению к ответственности лиц, допустивших сверхнормативные потери и засорение руды. Кроме того, разрабатываются мероприятия по недопущению таких ситуаций в дальнейшей производственной деятельности предприятия.

Предприятие ежегодно отчитывается перед «Государственной горнотехнической инспекцией охраны недр и геолого-маркшейдерского надзора» (ГТИОНИГМН) о состоянии организации охраны недр и ее эффективности по полученным фактическим значениям показателей извлечения.

Организация работ по реализации указанных функций в области обеспечения рациональной эксплуатации запасов железорудных месторождений представляет одну из основных функций систем управления горными работами на шахтах.

Установление единого методического подхода и правил организации системы управления рациональной эксплуатацией запасов железорудных месторождений горнорудными предприятиями Украины обеспечивается путем выполнения требований «Инструкции по нормированию показателей извлечения руды по техническим, технологически и экономическим критериям, их прогнозированию и учету в процессе подземной разработки железорудных месторождений» для горнодобывающих предприятий Украины, осуществляющих разработку месторождений железных руд подземным способом.

Организация современной системы управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке месторождений является залогом высокой эффективности выемки запаса руды в конкретных

Рукопись поступила в редакцию 06.03.12

УДК 622.235

С.В. ТИЩЕНКО, д-р техн. наук, проф., Г.И. ЕРЕМЕНКО, канд. техн. наук

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

К.А. ФЕДИН, ООО «Метинвест холдинг»

ОСОБЕННОСТИ МЕХАНИЗМА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ДИФФЕРЕНЦИРОВАННЫМИ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Теория и практика ведения горных работ открытым способом показывает, что с увеличением глубины железорудных карьеров происходит ускоренная отработка верхних горизонтов с выходом на проектные контуры. Глубина карьеров Кривбасса уже превысила отметку 400 м. Это, в свою очередь, приводит к уменьшению ширины рабочих площадок на многих горизонтах. В таких условиях далеко не всегда можно эффективно вести взрывные работы традиционными методами [1].

Многорядное короткозамедленное взрывание на узких рабочих площадках не дает необходимого качества дробления горных пород.

Решение данной проблемы возможно путем создания новых технологий ведения взрывных работ открытым способом.

Одной из таких технологий является способ взрывной отбойки, основанный на взрывании дифференцированных скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) [2,3].

Целью исследований является изучение особенностей физики разрушения горного массива.

Во взрывном деле разработано много технологических приемов, позволяющих управлять действием взрыва в зависимости от конкретных горно-геологических условий ведения взрывных работ. Для получения необходимого результата варьируют пространственным расположением зарядов ВВ в горном массиве, временем их последовательного взрывания, конструкцией зарядов. Перспективным методом управления действием взрыва является создание специальных искусственных зон с помощью взрывов скважинных зарядов, расположенных на границе разрушаемого массива горных пород или его части перед инициированием основных зарядов дробления. Такие зоны могут использоваться в качестве экрана, предохраняющего от разруше-

ния законтурный массив для снижения сейсмического действия взрыва, а также с целью отражения волн сжатия, т.е. направление отраженной волны растягивающих напряжений в заданный объем, подлежащий разрушению. Описанный механизм взрывного разрушения может вызвать процесс самоподдерживающегося разрушения.

Рассмотрим массив горных пород, экранированный динамической зоной разрушения. После взрыва основных скважинных зарядов дробления, рассматриваемый массив находится в поле сжимающих напряжений, поскольку массив экранирован по всему периметру, то вглубь последнего распространятся отраженные волны сжатия в виде волн растягивающих напряжений, иначе говоря, волны разгрузки.

Запасенная разрушаемым горным массивом потенциальная энергия упругого сжатия, вызывает неустойчивость сдвиговых микротрещин, находящихся во фронте разгрузки. Их динамическое развитие приводит к более интенсивному разрушению горной породы.

Основным фактором, определяющим способность хрупкого тела к самоподдерживающему разрушению, является запас потенциальной энергии в разрушаемом объеме. Самоподдерживающийся механизм разрушения состоит в переходе потенциальной упругой энергии разрушаемого объема в кинетическую энергию отдельных фракций разрушенного хрупкого материала. Описанный эффект напоминает самоподдерживающийся механизм распространения детонационной волны, когда ударная волна подпитывается за счет запаса химической энергии перед ее фронтом во взрывчатом веществе. Важную роль в создании запаса потенциальной упругой энергии в разрушаемом объеме играет прочность материала. На рис. 1 показана зависимость между прочностными характеристиками горной породы и возможной величиной запаса потенциальной упругой энергии.

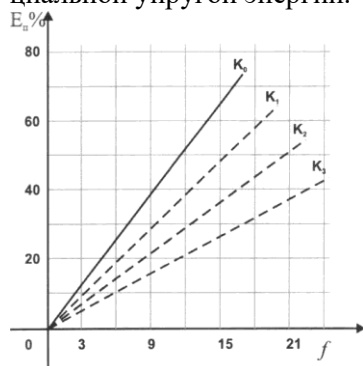


Рис. 1. Зависимость между прочностными характеристиками разрушаемой среды и величиной накопленной потенциальной энергии

В представленной зависимости величина K_i определяется из условия

$$K_i = 1/\Pi, \tag{1}$$

где Π - среднее значение пористости разрушаемого материала; f - коэффициент крепости по шкале М.М. Протождяконова.

Очевидно, что согласно условию (1) величина K_i отвечает условию

$$0 < K_i < 1.$$

Максимальное накопление энергии при прочих равных условиях будет происходить в горных породах с пористостью, близкой к единице.

Вторым важным фактором обеспечения наибольшего запаса упругой энергии в разрушаемом объеме горных пород - создание всестороннего сжатия. Это возможно при использовании технологии ведения взрывных работ с использованием эффекта разрушения горного массива с помощью дифференцированных скважинных зарядов ВВ.

Рассмотрим одномерную задачу, которая моделирует процесс самоподдерживающегося разрушения. Пусть $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ - главные напряжения в однородном поле в рассматриваемом объеме. Согласно физики рассматриваемого процесса напряжения $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ таковы, что не вызывают распространения сдвиговых микротрещин, однако они достаточно велики, чтобы поддерживать распространение волны разрушения [4].

Из граничных условий следует соотношение

$$\begin{aligned} \tau_0^2 &= (\sigma_1^2 \alpha^2 + \sigma_2^2 \beta^2 + \sigma_3^2 \gamma^2) - (\sigma_1 \alpha^2 + \sigma_1 \beta^2 \sigma_1 \gamma^2) \\ \sigma_0 &= (\sigma_1 \alpha^2 + \sigma_1 \beta^2 \sigma_1 \gamma^2) \end{aligned} \tag{2}$$

где τ_0 - наибольшее касательное напряжение; σ_0 - нормальное напряжение; σ, β, γ - косинусы углов, которые ось абсцисс составляет с главными осями напряжения.

При самоподдерживающемся разрушении хрупкого тела, в нашем случае горной породы, в поверхностную энергию переходит лишь некоторая часть упругой энергии разрушаемого объема, а остальная часть переходит в кинетическую энергию движения разрушенной среды. Удельная диссипация энергии на фронте разрушения может быть определена как

$$\Pi = U_0 - \frac{\sigma_0^2}{2\rho^2 c^2},$$

где ρ - плотность среды; c - скорость распространения продольных упругих волн.

$$u_0 = \frac{(1+\nu)(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2) - (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)}{2E\rho},$$

где ν - коэффициент Пуассона; E - модуль Юнга.

Если принять радиус частицы r за случайную величину $P(r)$, то поверхностную энергию единицы массы разрушенного материала можно записать в виде

$$\Pi = 3\nu J_1 / p J_2, \quad (3)$$

где $J_1 = \int_{-\infty}^{\infty} r^2 P(r) dr$; $J_2 = \int_{-\infty}^{\infty} r^3 P(r) dr$.

Уравнение (3) позволяет оценить средний размер фракций разрушенной среды и параметры их распределения.

Определим количество энергии, переданной в экранированный массив. Согласно работы [5] поток энергии в замкнутом объеме среды равен работе внешних сил.

$$I = |P\bar{u}|. \quad (4)$$

Энергия, определяемая соотношением (3), есть энергия, переданная в среду при детонации цилиндрического заряда ВВ.

Полное количество энергии, переданной в среду за время dt , может быть определено как

$$dE = P(t) \cdot S(t) \cdot d(x(t)), \quad (5)$$

где $P(t)$ - функция давления; $S(t)$ - функция площади; $x(t)$ - зависимость границы смещения ВВ-среда.

Введя замену $z=x(t)$ и проинтегрировав выражение (4), получим

$$E = \int P(t) \cdot S(t) \cdot d(x(t)), \quad (6)$$

При взрывании цилиндрического заряда происходит изменение площади контакта, которое учитывается как

$$dS = 2\pi (r_0 + x(t)) dh,$$

где dh - цилиндрический сегмент.

После интегрирования формула (6) примет вид

$$E = \int_0^h dE(Xh), \quad (7)$$

где Xh - функция, зависящая от длины заряда.

Согласно исследованиям [6], количество диссипированной энергии может быть определено

$$E_d = 4\pi r^2 \cdot t \int \left(\sigma_r \frac{du}{dr} + 2\sigma_\theta \frac{u}{r} \right) dr. \quad (8)$$

Для случая, когда рассматривается горный массив, экранированный со всех сторон, формула (8) не учитывает энергию, привнесенную отраженными волнами сжатия. Если обозначить указанную энергию через E_{om} , то формула, отражающая полную энергию взрыва в замкнутом горном массиве, будет иметь вид

$$E_{пол} = E - (E_d - E_{om})$$

На основании изложенного материала можно сделать вывод, что использование технологии разрушения горного массива или его определенной части с помощью дифференцированных зарядов ВВ, позволит увеличить интенсивность процесса разрушения последнего. Этому способствует образование в экранированном массиве волн разгрузки, которые, в свою очередь, концентрируют в разрушаемом объеме упругую потенциальную энергию. Последние обеспечивают раскрытие первоначальных сдвиговых трещин перед основным фронтом разрушения, что способствует поддержанию основного фронта разрушения и более интенсивному дроблению разрушаемой среды.

Список литературы

1. Колесник Н.Д., Черконос А.И. Совершенствование взрывной технологии в условиях глубоких железорудных карьеров // Разработка рудных месторождений. - Кривой Рог: изд-во КГУ, 2003. - Вып. 82. - С.17-22.
2. А.С. 1626750 СССР. МКИ Е 21 С 37/00. Способ взрывания горных пород / Л.К. Елисеев, Г.А. Воротеляк, Г.И. Еременко, В.С. Куц, С.В. Тищенко, В.С. Шебеко (СССР): -4674451/03. Заявлено 04.04.89. - Не подлежит публикации в открытой печати.
3. Патент 1761002 СССР. МКИ Е 21 С 37/00. Способ взрывной подготовки горных пород: Пат1761002 ССР, МКИ Е 21 С 37/00 / А.Р. Черненко, Г.И. Еременко, В.С. Куц, Л.К. Елисеев, С.В. Тищенко, В.С. Шебеко (СССР): - НИГРИ. - № 4773993/03. заявлено 04.04.89. - П.
4. Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения.-М.: Наука, 1974.-640 с.
5. Умов Н.А. Избранные сочинения. М.: Гостехиздат, 1980. - 555 с.
6. Поздняков З.Г., Росси Б.Д. Промышленные взрывчатые вещества и средства взрывания. - М.:Недра, 1971.- 175 с.

Рукопись поступила в редакцию 06.03.12

УДК 622.27

В.К. СЛОБОДЯНЮК, канд. техн. наук, доц., Ю.Ю. ТУРЧИН, магистр
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ВВОДА В ЭКСПЛУАТАЦИЮ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ

Определены параметры карьера, при достижении которых усложняется технология горных работ из-за вероятности периодического затопления глубоких горизонтов. Предложены технологические схемы производства горных работ при вскрытии новых уступов.

Постановка проблемы и её связь с научными и практическими задачами. Анализ работы горнодобывающих предприятий показал, что в последние годы с увеличением глубин карьеров и их размеров по дневной поверхности возросло число случаев периодического затопления глубоких горизонтов. При неблагоприятных метеорологических условиях на откачивание из карьера объема ливневого стока уходит 10-20 рабочих смен, что приводит к отклонениям от разработанных квартально-месячных планов развития горных работ, к снижению скорости углубки карьера и к уменьшению его производительности по руде. Быстрое затопление дна карьера также может стать причиной выхода из строя горнотранспортного оборудования, задействованного во вскрытии новых горизонтов. Решение данной проблемы только за счет увеличения мощности и количества насосов карьерного водоотлива нельзя признать рациональным, вследствие увеличения затрат на разработку месторождения. Таким образом, разработка ресурсосберегающих технологий вскрытия глубоких горизонтов, допускающих частичное или периодическое затопление дна карьера, является важной научно-практической задачей.

Анализ последних исследований и публикаций. Проблеме организации водоотлива посвящены работы [1,2]. В них приведён сравнительный технико-экономический анализ схем размещения карьерных водоотливных установок в глубоких карьерах. В работах [3, 4] рассмотрены технологические схемы вскрытия глубоких горизонтов в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях. В этих работах недостаточно исследована зависимость открытых горных работ от метеорологических условий, не установлена зависимость объёма ливневого стока, поступающего в карьер, от геометрических параметров карьера, отсутствуют рекомендации по выбору и обоснованию технологии проходки траншей в сложных гидрогеологических условиях.

Постановка задач исследования. Целью данной работы является исследование зависимости между геометрическими параметрами карьера и вероятностью затопления ливневым стоком глубоких горизонтов, анализ технологических схем вскрытия глубоких горизонтов и разработка ресурсосберегающей технологической схемы вскрытия и подготовки горизонтов в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Изложение основного материала и результаты. Для решения поставленной задачи на базе формулы В.В. Ржевского была построена математическая модель для расчета в зависимости от главных параметров карьера (длины и ширины нижнего горизонта карьера, угла откоса борта) объема выработанного пространства карьера, площади его верхнего контура и объема ливневого стока при том или ином предположении об интенсивности выпадения осадков (л/с×га). На рис. 1 приведены результаты моделирования затопления нижних горизонтов карьера для следующих условий: длина дна 400 м, ширина дна 300 м, угол откоса борта карьера 35°. С шагом в 25 м были рассчитаны параметры карьеров в интервале глубин от 50 до 400 м. Для каждого из карьеров на основе известных зависимостей интенсивности ливня от его продолжительности и данных гидрогеологических наблюдений были определены объёмы ливневых осадков при различных интенсивностях (от 100 до 250 л/с-га).

Анализ результатов моделирования показывает, что для карьеров глубиной более 250-300 м существует опасность затопления глубоких горизонтов ливневыми осадками. На рис. 1 штриховой линией указан объем въездной траншеи. При глубине карьера более 250 м объема ливневого стока достаточно для полного затопления въездной траншеи на дне карьера (глубина траншеи 15 м, ширина понизу 30 м, уклон 80%). При дальнейшей углубке карьера объёмы ливневых вод, поступающих в карьер, будут возрастать.

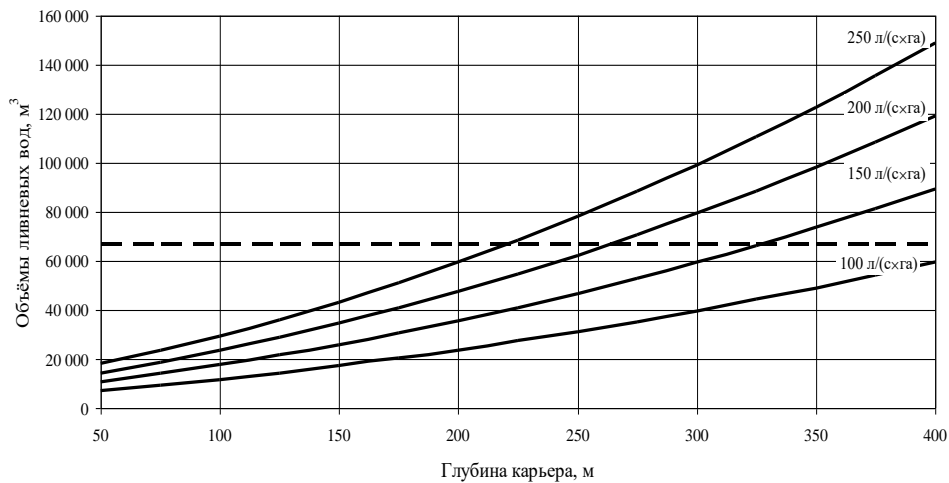


Рис. 1 Залежність об'єму поверхнового стоку (м^3) від глибини кар'єра при різній інтенсивності ($\text{л/с}\cdot\text{га}$) ливневих осадків. Штрихова лінія - геометричний об'єм в'їздної траншеї (м^3)

Использование в глубоких карьерах для вскрытия новых горизонтов только экскаваторов типа ЭЖГ уже не является эффективным технологическим решением. Кинематическая схема прямой мехлопаты определяющая ее расположение на дне траншеи (т.е. в самой глубокой части карьера), и наличие электрического привода не позволяют безопасно эксплуатировать экскаватор при подтоплении выработок. Очевидно, что для вскрытия и подготовки глубоких горизонтов в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях необходимо применять технологические схемы и комплексы горнотранспортного оборудования, допускающие полное или частичное затопление дна карьера.

В качестве базовой выемочно-погрузочной машины для ведения работ на глубоких горизонтах могут быть использованы: драглайн, гидравлическая обратная лопата, одноковшовый погрузчик, прямая гидравлическая лопата. При выборе выемочно-погрузочного оборудования следует учитывать его технические параметры, во многом предопределяющие эффективность применения той или иной технологической схемы вскрытия. Такими параметрами являются: высота/глубина черпания, радиус поворота кузова, или в случае одноковшового погрузчика - радиус разворота, вес и т. д. Решение конкретной технологической задачи предполагает одновременное сопоставление основных параметров сравниваемого оборудования, определяющих эффективность применения той или иной машины.

Известен метод [5], который на основе сравнения площадей полигонов, построенных в полярной системе координат по показателям сравниваемых вариантов, позволяет из множества вариантов выбрать лучший. Полигон, очерчивающий меньшую площадь, соответствует лучшему варианту. Количество осей на графике соответствует числу показателей, характеризующих оборудование. Направление отсчета показателя по конкретной оси предполагает, чтобы лучшие, с точки зрения рассматриваемой технологии горных работ варианты располагались ближе к началу координат, а менее выгодные дальше.

Для повышения эффективности метода [5] использовались не абсолютные значения сравниваемых показателей, а их рейтинговые оценки. При этом выборка по каждому из показателей оборудования лучших значений позволяет определить рабочие характеристики лучшей идеальной машины. Расчетная рейтинговая оценка каждого параметра идеальной машины принимается равной нулю (соответственно площадь полигона ноль). Аналогично отбираются худшие значения и определяются рабочие характеристики худшей идеальной машины. В нашем исследовании рейтинговая оценка параметров идеальной худшей машины равна 5.

На основе линейных зависимостей, определенных для каждого из параметров по данным лучшей и худшей машин, для каждого показателя сравниваемых выемочно-погрузочных машин были рассчитаны рейтинговые оценки рабочих параметров оборудования (рис. 2).

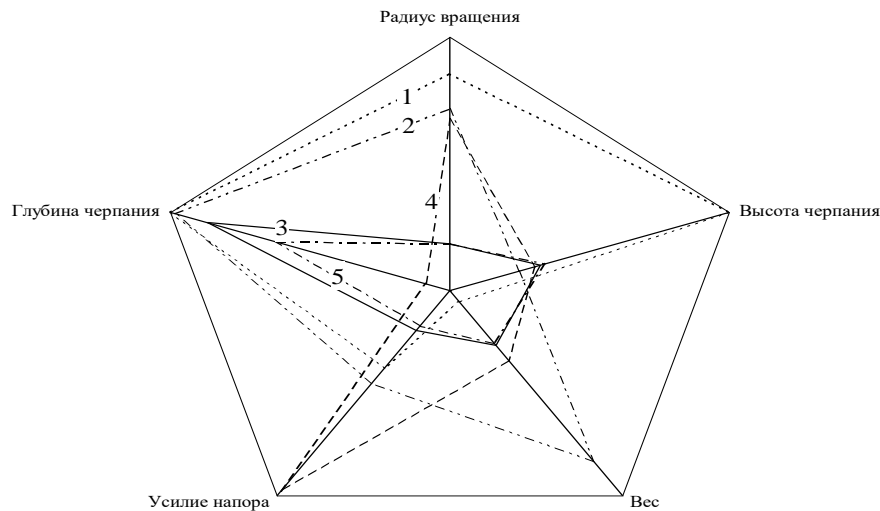


Рис. 2 Диаграмма для выбора выемочно-погрузочного оборудования (1 - погрузчик Komatsu WA-800-2; 2 - ЭКГ-15; 3- прямая лопата Hitachi EX 2500; 4 - ЭШ-6,5/45; 5 - обратная лопата Hitachi EX 2500)

Площадь каждого полигона, соответствующая обобщенной рейтинговой оценке сравниваемого выемочно-погрузочного оборудования, определяется по формуле

$$S = \frac{1}{2} \sin \gamma \cdot (K_1 K_2 + K_2 K_3 + K_3 K_4 + K_4 K_5 + K_5 K_1),$$

где γ - угол между осями, град.; K_1, K_2, K_3, \dots - рейтинговая оценка соответствующих рабочих параметров данного выемочно-погрузочного оборудования.

Лучшую рейтинговую оценку (табл. 1) имеют гидравлический экскаватор обратная лопата Hitachi EX 2500 (5,44), драглайн ЭШ-6,5/45 (6,21) и гидравлический экскаватор прямая лопата (6,89). Худшая рейтинговая оценка у механической лопаты и одноковшового погрузчика. Работе в условиях возможного подтопления нижнего горизонта наиболее лучшим образом отвечают гидравлические экскаваторы и драглайн.

Таблица 1

Обобщенная рейтинговая оценка оборудования

Марка оборудования	Глубина черпания	Высота черпания	Усилие напора	Вес	Радиус вращения	Обобщенная рейтинговая оценка
Hitachi EX 2500 (обратная лопата)	3,1	1,7	0,87	1,29	0,92	5,44
ЭШ-6,5/4У	0,43	1,52	4,9	1,71	3,39	6,21
Hitachi EX 2500 (прямая лопата)	4,34	1,62	0,97	1,34	0,92	6,89
ЭКГ-15	4,91	1,24	2,25	4,17	3,59	18,21
Komatsu WA-800-2	5	5	1,89	0,27	4,28	22,94

В практике открытых горных работ наиболее часто используются две схемы проходки траншей – на полную высоту уступа и послойную проходку. При проходке капитальных траншей на полную высоту уступа имеется высокая вероятность подтопления вскрываемого горизонта поверхностными или подземными водами, что исключает применение одноковшового погрузчика, прямых механических и гидравлических лопат. Область применения обратной гидравлической лопаты ограничивается уступами, имеющими высоту меньше глубины черпания экскаватора. То есть, при обводненном нижнем горизонте и условии проходки въездных и разрезных траншей на полную высоту можно использовать только экскаватор-драглайн, рабочие параметры которого удовлетворяют предъявленным требованиям (обобщенная рейтинговая оценка 6,21). С учетом того, что глубокие горизонты железорудных карьеров представлены скальными горными породами, для эффективного использования драглайнов необходимо улучшить качество взрывного дробления горных пород.

При послойной проходке траншей поперечное сечение траншеи по высоте и ширине делят на ряд отдельных заходов, которые последовательно обрабатывают экскаватором. Высота каж-

дого слоя определяется рабочими параметрами экскаватора. Важным условием при проходке траншей на глубоких обводнённых горизонтах является создание зумпфа, который будет размещаться по мере понижения горных работ [2]. Порядок работ по проходке траншеи будет различным для машин с верхним черпанием и машин с нижним черпанием. При использовании машин с верхним черпанием прежде всего должны быть организованы водоприёмные выработки. При использовании машин с нижним черпанием водоприёмные выработки создаются в последнюю очередь в самой глубокой части траншеи.

При послойной проходке траншей механической лопатой особое значение имеет комплекс мероприятий по организации водоотлива и предотвращению подтопления экскаватора. Как правило, на нижней площадке обрабатываемого слоя сооружается несколько временных зумпфов, расположенных друг от друга на расстоянии 3-5 м. Объем каждого временного зумпфа в среднем составляет 300 м³, глубина до 4 м. Расположенные во взорванной горной массе временные зумпфы работают как единая дренажная система, обеспечивая необходимые условия для работы карьерного водоотлива. При переходе к отработке нижележащего слоя временные зумпфы на вышележащем слое продолжают использоваться до момента их подработки экскаватором. Скорость строительства траншеи ограничивается интенсивностью поступления карьерных вод. При повышении объёма стока проходческие работы прекращаются на время необходимое для откачки вод, при этом экскаватор необходимо вывести из траншеи. В случае, когда вывести экскаватор из траншеи невозможно, экскаватор отсыпает для себя насыпь (площадку) высотой 4-5 м. После подъема экскаватора на насыпь он отключается от электрического питания. Насосные агрегаты в траншее продолжают работу вплоть до момента их возможного затопления.

При послойной проходке слоями высотой 3-5 м риск затопления снижается благодаря большой высоте слоя, параллельному и опережающему осушению вскрываемой толщи горных пород. При использовании экскаваторов ЭКГ, учитывая кинематическую схему экскаватора и его технические параметры (обобщённая рейтинговая оценка 18,21), имеем наиболее сложную, длительную и небезопасную технологию подготовки глубоких горизонтов.

Обратные гидравлические лопаты способны обрабатывать слой горных пород, расположенный на 4-8 м ниже горизонта установки экскаватора, что упрощает организацию работ по созданию временных зумпфов. Транспортные средства могут подаваться под погрузку, как на уровне установки экскаватора, так и ниже его. Технические параметры обратной гидравлической лопаты (обобщённая рейтинговая оценка 5,44) и ее кинематическая схема наиболее полно отвечают требованиям послойной проходки капитальных выработок в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Технологические схемы послойной проходки капитальных траншей при вскрытии и вводе в эксплуатацию глубоких горизонтов в условиях риска их затопления намного более эффективны и предпочтительны, нежели схемы проходки капитальных траншей на полную высоту уступа.

Выполненный анализ выемочно-погрузочного оборудования и технологических схем проходки траншей позволяет предложить, как наиболее эффективную, комбинированную послойную схему проходки траншей. Даная схема предполагает использование нескольких видов оборудования. Рациональным будет использование обратной гидравлической лопаты в сочетании с базовой выемочно-погрузочной машиной, предусмотренной проектом. Работа обратного гидравлического экскаватора в этом случае направлена на создание безопасных условий ведения горных работ для механических лопат.

Выводы и направления дальнейших исследований. Установлено, что при достижении карьером глубины более 250 м, объёма ливневого стока достаточно для полного затопления въездной траншеи на дне карьера.

На большинстве карьеров в качестве базового выемочно-погрузочного оборудования используются мехлопаты типа ЭКГ. Наличие электропривода не позволяет безопасно эксплуатировать экскаваторы в сложных гидрогеологических условиях. Как следствие, снижается скорость углубки и производительность карьера.

Анализ технических параметров оборудования и технологических схем проходки траншей показал, что для эффективного ведения работ по углубке карьера предпочтительно применять гидравлические экскаваторы типа обратная и прямая лопата. Применение драглайнов требует корректировки паспорта буровзрывных работ. Для обеспечения безопасных условий производства горных работ на глубоких горизонтах следует использовать комбинированную послойную

схему проходки траншей.

Дальнейшие исследования будут направлены на разработку, технико-экономическое и практическое обоснование ресурсосберегающих технологических схем вскрытия и ввода в эксплуатацию глубоких горизонтов карьеров в сложных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Список литературы

1. Методическое обоснование выбора рациональной схемы водоотлива в условиях кимберлитовых карьеров. / Е.Л. Алькова, С.В. Панишев, С.А. Ермаков // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. - № 10.- С.192-198.
2. Арсентьев А.И. Устойчивость бортов и осушение карьеров / А. И. Арсентьев, И. Ю. Букин, В.А. Мироненко. - М.: Недра, 1982. – 165 с.
3. Руководство по дренированию карьерных полей / под ред. В.А.Мироненко. – Л.: ВНИМИ, 1968. – 171 с.
4. Организация горных работ при подготовке новых горизонтов на обводненных карьерах / И.И. Дуданов, Д.Н. Лигоцкий, Г.А. Холодняков, В.С. Авраамов // Записки Горного института. 2009. - Том 181.- С. 61-64.
5. Науман Э. Принять решение – но как? – М.:Мир, 1987. – 198 с.

Рукопись поступила в редакцию 06.03.12

УДК 622.83: 622.271.33

Ю.М. НИКОЛАШИН, д-р техн. наук, проф.,

Ю.В. ПЕРЕГУДОВ, аспирант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ СХЕМА РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ПОДРАБОТАННОГО БОРТА КАРЬЕРА С КРУТОПАДАЮЩЕЙ СЛОИСТОСТЬЮ

Предложена схема расчета устойчивости подработанного борта глубокого карьера с учетом развития областей сдвижения горных пород при крутопадающей слоистости массива

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. Решение проблемы устойчивости подработанных бортов карьеров глубиной 500-700 м связана с обеспечением безопасного ведения открытых горных работ. В основе решения проблемы лежат научные представления о формировании зон сдвижения горных пород в подработанном массиве и призме возможного обрушения борта карьера.

На основе данных о сдвижении горных пород и деформациях бортов карьеров назначают меры защиты откосов от обрушений.

Горные меры охраны бортов карьера от обрушений обеспечивают специальный порядок ведения горных работ, позволяющий уменьшить проявление процесса сдвижения горных пород на поверхности борта. К этим мерам относят: применение различных видов закладки выработанного пространства, погашение пустот, прогнозирование состояния массива горных пород и определение условий устойчивого состояния подработанных бортов. Если безопасность горных пород не обеспечена, возможны катастрофические последствия.

Анализ исследований и публикаций. Основным источником информации о реальном ходе процесса сдвижения горных пород являются натурные наблюдения. Так, на Глееватском месторождении геомеханические наблюдения ведутся с 1950 г. (службой сдвижения карьера №1 с 1965 г.). Исследования процесса сдвижения горных пород в карьере выполняли институты ВНИМИ, ВИОГЕМ, КГРИ и др. В результате наблюдений и исследований установлены границы зон возможного воронкообразования, обрушения, полных и плавных сдвижений в действующем карьере № 1 от подземной разработки до глубины 1000 м [1]. Инструментальными и геофизическими наблюдениями за деформациями подработанного восточного борта на его поверхности и в штольнях гор.(-20) и (-50) м выявлено одновременное влияние на состояние массива развития процессов сдвижения от подземных работ и оползневых - от открытых [2,3].

По результатам инструментальных наблюдений за смещениями реперов, заложенных на поверхности восточного борта, установлено преимущественное влияние на верхних горизонтах открытого выработанного пространства карьера №1 в пределах 0,5 высоты борта. Затем направление векторов смещения изменяется на обратное: в сторону подземного выработанного пространства, и на нижних горизонтах направление смещение реперов имеет наклон в пределах

значений углов сдвижения от подземной разработки.

В штольнях по всей их длине до 200 м вглубь массива наблюдались смещения реперов параллельные крутопадающей слоистости массива лежащего бока.

Полученные результаты согласуются с гипотезой С.Г. Авершина [4] об изменении в мульде сдвижения векторов напряжений и деформаций в массиве пород подработанных бортов. При этом он указывал, что решающее значение имеет соотношение горизонтальных векторов деформаций.

Изменения структуры нарушенности массива подтверждаются данными бурения разведочных скважин на восточном борту карьера №1 ПАО «ЦГОК», обнаружившие расслоение крутопадающей толщи по нормали между слоями до 3 м и область беспорядочного обрушения мощностью 110-130 м по нормали к кровле выработанного пространства.

На положение поверхности скольжения оказывают влияние тектоническая нарушенность массива высокого (интенсивность трещиноватости) и низкого порядков - (Саксаганский разлом, Диагональный надвиг, более 20 поперечных разломов).

В массиве горных пород восточного борта выделено четыре системы трещин до гор. (-180) м: меридиональная M - напластования, крутопадающие согласно простирания борта (азимут падения 300° , углы падения $50-65^\circ$);

субмеридиональная M_s - от пологопадающих до крутых согласно простирания борта; трещины скалывания, немногочисленные (в некоторых тектонических блоках низкого порядка), средний азимут падения 120° , углы падения $25-80^\circ$;

широтная N - поперечные, диагональные по отношению к простиранию борта (средний азимут падения 30° , углы падения $32-75^\circ$);

субширотная N_s - поперечные, кососекущие пологие по отношению к простиранию борта (средний азимут падения 180° , углы падения $50-75^\circ$).

Характерной особенностью распределения интенсивности систем трещин в тектонических блоках по глубине карьера является их сложная взаимозависимость, которую можно уточнить при подвигании борта к конечному контуру.

Наиболее существенным влиянием на состояние призмы возможного обрушения при её подработке является снижение прочностных свойств массива горных пород за счет изменения его структуры, величин углов внутреннего трения и сцепления по поверхностям ослабления.

Действующие в Украине «Методические указания по определению оптимальных углов наклона бортов...» не содержат указаний к решению задач по обеспечению устойчивости подработанных бортов карьера [5]. Общие рекомендации к оценке устойчивости подработанных бортов угольных разрезов применяют в РФ [6].

Достигнутые в Украине результаты исследований проявления процесса сдвижения горных пород на рудных месторождениях позволяют обоснованно производить выбор расчетных схем устойчивости подработанных бортов, а также расчетного метода оценки их степени устойчивости.

Постановка задачи. Необходимо повысить надежность оценки устойчивости подработанного борта карьера в зависимости от изученности геолого-структурных особенностей месторождения, процесса сдвижения горных пород и учета изменений прочности свойств нарушенного массива.

Изложение материала и результатов. При совместной разработке крутопадающих залежей богатых руд и железистых кварцитов Глееватского месторождения в подрабатываемом восточном борту карьера №1 формируются зоны беспорядочного обрушения, прогиба слоев с их рассланцеванием, террас и трещин. Процесс сдвижения горных пород в призме возможного оползания борта осложняется выходом на его поверхность воронок обрушения. Кроме этого, по падению и простиранию отработанных залежей «Основного» и «Параллельного простирания» находится значительное количество безрудных включений (блоков) площадью в несколько тыс. м² каждый, что создает условия для формирования зон опорного давления и разгрузки, раскалывающие подработанный массив на оседающие блоки (рис. 1).

Прочность (табл. 1) и крутопадающее залегание железистых и сланцевых горизонтов Криворожской серии пород, ориентировка систем тектонических трещин большой протяженности в массиве горных пород, определяют форму потенциальных поверхностей скольжения в борту карьера. Положение поверхности скольжения определяют графо-аналитическим методом расчета, учитывающего реакции действующих сил по поверхности ослабления на границах расчетных блоков [5,6].

При этом расчеты выполняют по нескольким поверхностям скольжения: в зонах интенсивной тектонической трещиноватости разломов и сдвигов (надвигов) блоков, расслоения слоев и области беспорядочного обрушения, среди которых устанавливают наиболее напряженную по величине наименьшего значения коэффициента запаса удерживающих сил по сравнению со сдвигающими.

Таблица 1
Физико-механические свойства в образцах скальных пород восточного борта Глееватского карьера

Наименование пород	Стратиграфический индекс	Плотность, кг/м ³	Угол внутреннего трения, град.	Сцепление, МПа
Кварциты карбонат-магнетитовые и железно-сланцево-магнетитовые:				
в образцах	PR ₁	3500	35	38,0
по напластованию	sx ^{2f}	-	30	0,15
по системам трещин		-	32	0,32
Сланцы кварц-хлорит:				
в образцах	PR ₁			
выветренные			30	0,04
по напластованию:	sx ^{2s}		32	16,0
силикатные		2200	32	21,0
серицитовые		2730	32	16,0
биотитовые		2700	27	0,04
по трещинам:		2700	28	0,03
биотитовые		-	28	0,08
силикатные		-	27	0,07
серицитовые		-	29	0,12
биотитовые		-	29	0,17
Кварциты сидерит-силикат-магнетитовые:				
в образцах	PR ₁	3500	35	38,0
по напластованию	sx ^{1f}	-	30	0,15
по трещинам		-	32	0,32
Кварциты карбонат-магнетитовые:				
в образцах	PR ₁	3200	32	
в образцах	sx ^{6,7f}	3500	36	
по напластованию		-	30	
по трещинам		-	35	
по трещинам		-	32	

Форма потенциальной поверхности скольжения имеет плоско-криволинейный вид, учитывающий характер деформирования призмы возможного обрушения под влиянием зон сдвижения горных пород: в верхней её части в призме активного давления – плоская в зоне расслоения крутопадающих слоев (возможно с захватом зоны обрушения вдоль границы её кровли); в нижней (в призме упора) – криволинейная (круглоцилиндрическая) с изломом на границе с плоской поверхностью скольжения под углом к ней определяемым по формуле [5,6]

$$\theta = 45^\circ - 0,5[(\varphi - \varphi') + \arcsin \frac{\sin \varphi'}{\sin \varphi}]$$

где φ и φ' – углы внутреннего трения в массиве и по поверхности ослабления.

Потенциальная поверхность скольжения выходит в нижней бровке борта (уступа) под углом ε к поверхности откоса, равным $(45^\circ - \varphi/245^\circ)$.

Отрыв призмы возможного оползания и расчетных блоков поверхности борта начинается с глубины, определяемой по формуле [6]

$$h' = \frac{c' \cos \varphi'}{\gamma \cos \beta \sin(\beta - \varphi')}$$

где c' – сцепление пород по поверхности ослабления МПа; γ – плотность пород, кг/м³; β – угол падения слоев пород, град.

Точность расчета зависит от построения границ между расчетными смежными блоками и направлением реакций R_i между ними в призме возможного оползания.

В рассматриваемой схеме расчета устойчивости подработанного борта, точность достига-

ется за счет использования фактических данных:

условия формирования второго семейства поверхностей скольжения теории «сыпучей среды» (под углом $90-\varphi$ к первому семейству); обратно-падающей системы тектонических трещин меридионального и субмеридионального простирания; нарушений массива горных пород зоной трещин от сдвижения горных пород, вызванного подземными работами.

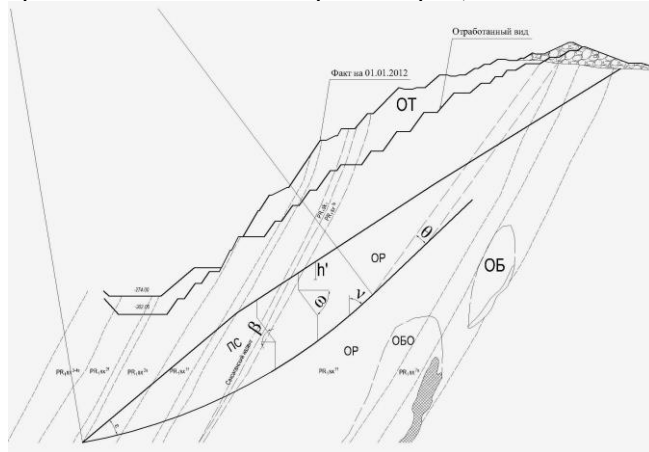


Рис 1. Схема построения поверхности скольжения подработанного массива и границ расчетных блоков: ОТ, ОР, ОБО - области трещин, расщелачивания, и беспорядочного обрушения; ПС - поверхность скольжения; $\nu = 90-\varphi^\circ$; $\varepsilon = 45^\circ - \varphi^\circ/2$; $\omega = 45 + \varphi^\circ/2$

Выполненные графо-аналитические расчеты устойчивости восточного борта карьера №1 по предлагаемой схеме с использованием данных исследований прошлых лет [2,3] для фактических параметров до глубины гор. (-180) и (-266) м, а также для перспективной отработки железистых горизонтов ($PR_{1sx}^{1,2f}$) до глубины гор. (-500) и (-600) м, показал следующее:

фактическая устойчивость борта с углами наклона более 40° обеспечивается коэффициентами запаса, превышающими нормативное значение (1,3) за счет отсутствия влияния на формирование поверхностей скольжения зоны расслоения крутоспадающей толщи от сдвижения горных пород;

с углубкой карьера усиливается влияние областей расслоения, опорного давления и беспорядочного обрушения;

надежность обоснования устойчивости борта зависит от достоверности исходных данных о тектонической трещиноватости разных порядков, нарушенности массива горных пород и прочности образцов горных пород, слагающих борт карьера, на основании которых устанавливается коэффициент структурного ослабления;

необходимость разработки выпуклой конструкции борта с механизированной очисткой предохранительных берм от осыпей в зонах их интенсивного образования.

Выводы и направления дальнейших исследований. На выбор формы поверхностей скольжения призм возможного оползания в подработанном борту карьера с крутоспадающей слоистостью основное влияние на устойчивость откосов оказывает характер нарушенности массива от сдвижения горных пород. Надежность обоснования устойчивости подработанного борта карьера зависит от достоверности исходных данных о прочности и нарушенности массива горных пород, которые необходимо контролировать путем выполнения при углубке карьера наблюдений за изменчивостью тектонической нарушенности, прочности массива горных пород и деформаций борта.

Направлением дальнейших исследований является детальная геолого-структурная съемка обнажения борта карьера с составлением карты тектонической и техногенной нарушенности массива горных пород с целью определения коэффициента структурного ослабления прочности горных пород.

Точность расчета зависит от построения границ между расчетными смежными блоками и направлением реакций R_i между ними в призме возможного оползания. В рассматриваемой схеме расчета устойчивости подработанного борта, точность достигается за счет использования фактических данных: условия формирования второго семейства поверхностей скольжения теории «сыпучей среды» (под углом $90-\varphi$ к первому семейству); обратно – падающей системы тектонических трещин меридионального и субмеридионального простирания; нарушений массива горных пород зоной трещин от сдвижения горных пород, вызванного подземными работами.

Выполненные графо-аналитические расчеты устойчивости восточного борта карьера №1 по предлагаемой схеме с использованием данных исследований прошлых лет [2,3] для фактических параметров до глубины гор.(-180) и (-266) м, а также для перспективной обработки железистых горизонтов ($PR_{1sx}^{1,2f}$) до глубины гор. (-500) и (-600) м, показал следующие:

фактическая устойчивость борта с углами наклона более 40° обеспечивается коэффициентами запаса, превышающими нормативные значения (1,3) за счет отсутствия влияния на фор-

мирование поверхностей скольжения зоны расслоения крутоспадающей толщи от сдвижения горных пород;

с углубкой карьера усиливается влияние областей расслоения, опорного давления и беспорядочного обрушения;

надежность обоснования устойчивости борта зависит от достоверности исходных данных о тектонической трещиноватости разных порядков, нарушенности массива горных пород.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ в Криворожском бассейне.-Л.-:ВАИМИ, 1975. - 57 с.

2. **Николашин Ю.М., Потапов И.В.** Инструментальные наблюдения за состоянием борта глубокого карьера и выбор его предельных параметров / Сб.науч.тр ИГТМ НАН Украины «Геотехническая геомеханика», 2000. - Вып. 21. - С.131-135.

3. **Николашин Ю.М., Потапов И.В.** Результаты исследования допредельного состояния бортов глубоких карьеров с целью прогноза их устойчивости / Сб.науч.тр ИГТМ НАН Украины «Геотехническая механика», 2000.-Вып. 2.-С.144-148.

4. **Акимов А.Г., Громов В.В., Бошнятов Е.В.** и др. Геомеханические аспекты сдвижения горных пород при подземной разработке угольных и рудных месторождений / СПб.:ВНИМИ, 2003. - 166 с.

5. Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів укосів уступів і відвалів залізрудних та флюсових кар'єрів/Мінпрополітики та ШПЕ НАН України (рукопис переклад з російського).-Дніпропетровськ, 2009. - 201 с.

6. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах.-СПб.,1998. - 208 с. (Минтопэнерго РФ.РАН ГосНИИ горн.геомех. и маркшейд. дело) - Межотраслевой научн. центр ВНИМИ).

Рукопись поступила в редакцию 06.03.12

УДК 622.062:622.281

В. Є. ВОЛКОВА, д-р техн. наук, доц., Дніпропетровський національний університет залізничного транспорту ім. акад. В. Лазаряна

Д.В. БРОВКО, канд. техн. наук, доц., **В.В. ХВОРОСТ**, асистент

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОГОНОВИХ БУДОВ НА ПОВЕРХНІ ШАХТ З УРАХУВАННЯМ ПЕРЕХОДУ НА ПОЛЕГШЕНІ ОГОРОДЖУВАЛЬНІ КОНСТРУКЦІЇ

Виконано аналіз напружено-деформованого стану прогонових будов за умови переходу їх на полегшені огорожувальні конструкції.

Проблема та її зв'язок з практичними завданнями. У практиці вітчизняного шахтного будівництва значний внесок у розвиток проектування прогонових будов зроблений науково-дослідними, проектно-конструкторськими і навчальними організаціями: ДП «ДП «Кривбаспроект», інститут «Механобрчормет», ДП «Ленінградський Промбудпроект», Ленінградським відділенням ЦНІПСК, ДП «Уральський ПромбудНДІпроект», ДП «Харківський ПромбуднДІпроект та ін. Ними створено перші методики розрахунку прогонових будов.

У джерел сучасної школи проектування прогонових будов лежать роботи таких відомих вітчизняних інженерів і вчених, як: М. Є. Ліницький, Б. В. Горенштейн, А. Г. Марголін, Л. М. Ізюмська, М. Б. Солодар, Ю. С. Плішкін, С. М. Кузьменко, Ю. М. Симонов, А. П. Берик, Е.Я. Ромм, О.С. Петров, М.С. Бревде, О.В. Зеленський, М.В. Ушаков, Н.А. Чекмарьов, Г.А. Васильєв, В.Г. Свірін.

Питаннями будівельного проектування конвеєрних галерей зі сталевими конструкціями прогонових споруд і опор на колишньому пострадянському просторі займалися дослідні інститути та їх провідні співробітники: ДП «Ленпроектстальконструкція» (Е.С. Олександрівська, Ю.С. Плішкін, А.С. Файнштейн, Ю.С. Зорін, В.А. Крупський, Ю.Н. Мірвіс, М.Б. Солодар), «Ленпромбудпроект» (В.Ф. Хрущов, А.Ф. Відяєво), ДП «Дніпропроектстальконструкція» (А.Є. Любін, А.Г. Роздольський, А.Ф. Сафронков, В.А. Шевченко), ЦНІПромзданій (Н.А. Ушаков), Донецький ПромбудНДІпроект (В.Д. Вейсбейн).

Значний внесок у питання динамічних розрахунків будівель та споруд зробили видаті вчені сучасності, такі як Г.М. Улітін, В.Є. Волкова, Ф.Л. Шевченко, С.М. Царенко та ін.

Завдяки проведеним дослідженням і накопиченому практичному досвіду будівництво та реконструкція прогонових будов широко та з високою ефективністю впроваджувалися в гірні-

чодобувну промисловість. Незважаючи на це, простежується тривалий застій у динаміці розвитку техніко-економічних показників будівництва прогонних будов, не спостерігається розвиток і вдосконалення технологічних схем ведення робіт і реконструкції, не відбувається модернізація обладнання, що суперечить тенденції розвитку шахтного будівництва у світових гірничодобувних країнах. При цьому визначається перспективний напрямок розвитку технології реконструкції галерей, який полягає у заміні старих залізобетонних огорожувальних конструкцій на сучасні полегшені матеріали.

Постановка завдання. Найважливішою динамічною характеристикою прогону будови галереї є частота власних поперечних коливань. При динамічних розрахунках галерей можна враховувати тільки першу частоту власних коливань, середнє ймовірне значення якої може бути визначене за формулою

$$\theta = \alpha \frac{\beta}{l} \sqrt{\frac{Ehq_1}{R_o q_2}}, \quad (1)$$

де α - коефіцієнт, який дорівнює для галерей з розташуванням транспортера по низу ферм 9, а по верху - 10,5; β - коефіцієнт, який дорівнює одиниці при розрахунку середньої прогону будови і за монограмою - крайньої прогону будови з консоллю; q_2 - розрахункова вага прогону будови з усіма навантаженнями, які мають масу, за винятком навантажень від натовпу, просипу і деталей; q_1 - розрахункова вага прогону будови з усіма тимчасовими навантаженнями, які мають масу; R_o, E - розрахунковий опір і модуль пружності матеріалу поясів головних ферм; h, l - розрахункова висота і довжина прогону головних ферм.

При розрахунку несучих конструкцій на дію періодичних навантажень точність розрахунку суттєво залежить від точності вихідних даних. Оскільки вихідні дані (конструктивні схеми, навантаження, жорсткості елементів і стиків, маси) для будівельних конструкцій задаються з порівняно невеликою точністю, похибка розрахунку поблизу резонансу може в багато разів перевищити звичайні для інженерних розрахунків межі, особливо при малих значеннях коефіцієнта непружного опору. Тому при розрахунку на гармонійні й періодичні навантаження обов'язково повинна враховуватися можлива похибка у визначенні власних частот, а також можливість зміни власних частот конструкцій у процесі експлуатації будівлі або споруди. Ця похибка враховується введенням частотних зон, усередині яких перебуває розрахункове значення власної частоти.

Ширина резонансної зони (область $\theta_1' \div \theta_1''$ значень нижчої частоти власних вертикальних коливань прогону будови) становить

$$\theta_1' = 0,9 \theta_{1\min} \div \theta_1'' = 1,1 \theta_{1\max}; \quad (2)$$

де $\theta_{1\min}$ та $\theta_{1\max}$ - відповідно, мінімальне і максимальне значення нижчої власної частоти вертикальних коливань прогону будови.

Значення $\theta_{1\min}$ та $\theta_{1\max}$ відповідають найменшій і найбільшій масі прогону будови.

Викладення матеріалу і результатів. Заміна огорожувальних конструкцій спричиняє зниження постійних навантажень на відповідні елементи галереї, такі як: перекриття, покриття та стіни. Для того щоб простежити, як зміни навантажень будуть впливати на міцнісні й динамічні характеристики галереї теоретичні дослідження проводилися в декілька етапів.

У результаті заміни залізобетонних конструкцій на полегшені постійне навантаження на стіни зменшилося на 33,7 %, що, в свою чергу, привело до зниження маси прогону галереї на 8 %. Решта навантажень залишилися без зміни. При заміні перекриття постійне навантаження зменшилося на 53,3 %, а маса прогону - на 16 %. Коли замінили покриття галереї, тоді знизилася постійне навантаження на 14,93 %, а маса на 16,5 %. На останньому етапі проводилася заміна всіх огорожувальних конструкцій, що в кінцевому результаті знизило масу прогону на 40,5 %.

Отже, полегшені огорожувальні конструкції залежно від їх жорсткості й маси збільшують величину власних вертикальних коливань на 5...36 %.

На рис. 1 наведено графіки зміни робочих частот при різних компонуваннях зовнішніх навантажень для прогону завдовжки 18 м.

На підставі проведених досліджень випливає, що в галереях з довжиною прогону 24 і 30 м систематичні резонансні коливання виключено навіть при повній заміні огорожувальних конструкцій. Небезпечним є прогін завдовжки 18 м, в якому може реалізуватися резонансний режим. Виходячи з цього, розрахунки на міцність, стійкість і витривалість необхідно виконувати

тільки для цього прогону.

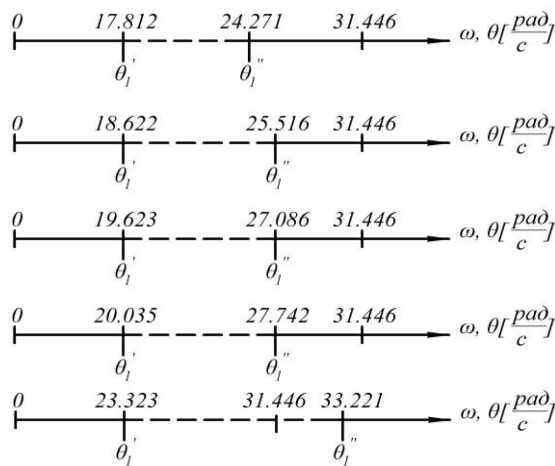


Рис. 1. Графіки робочих частот для прогону довжиною 18 м залежно від маси прогону

Подальші дослідження проведені за допомогою комп'ютерного моделювання міцнісних і динамічних характеристик прогонових будов.

Розрахунок виконано за допомогою проектно-обчислювального комплексу SCAD. Комплекс реалізує скінчено-елементне моделювання статичних і динамічних розрахункових схем, перевірку стійкості, вибір невідгнаних поєднань зусиль, підбір арматури залізобетонних конструкцій, перевірку несучої здатності сталевих конструкцій.

Метод скінчених елементів передбачає використання в якості основних невідомих перемі-

щень і поворотів вузлів розрахункової схеми. У розрахунку прийняті три плоскі розрахункові схеми наведено на рис. 2.

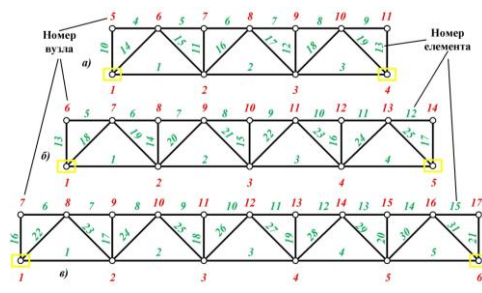


Рис. 2. Розрахункові моделі ферм галереї: а - прогін завдовжки 18 м; б - прогін завдовжки 24 м; в - прогін завдовжки 30 м

За результатами проведених досліджень було побудовано графік залежності частоти вільних коливань прогонової будови галереї від маси огорожувальних конструкцій. Як видно з графіка (рис. 3), власна частота коливань прогонової будови перебуває в обернено пропорційній залежності від маси його елементів і довжини прогону. Подібна залежність спостерігається для

прогонів завдовжки 24 і 30 м.

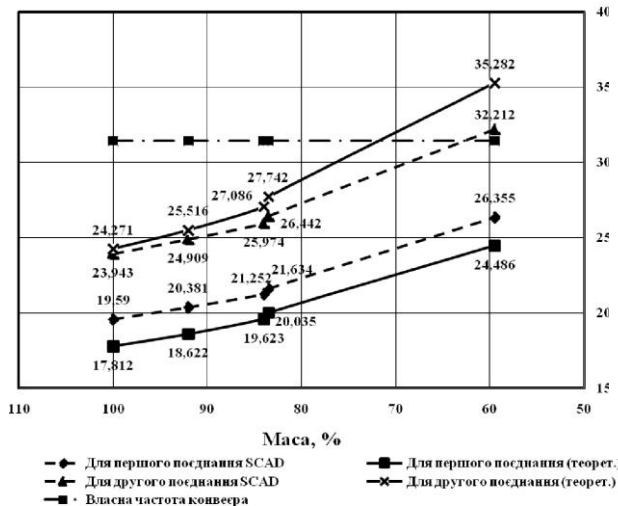


Рис. 3. Границі резонансних зон прогону завдовжки 18 м

Отримана непогана збіжність з результатами теоретичних розрахунків за існуючою методикою з розбіжністю параметрів до 10 %.

Отже, зіставивши значення частоти вимушених коливань з резонансним діапазоном, можна зробити висновок про те, що потрапляння в резонанс для прогонів 24 і 30 м не відбувається. У той же час резонанс реалізовується в прогоні галереї завдовжки 18 м при зменшенні маси прогону на 40,5 %.

Установлено залежність внутрішніх зусиль в елементах ферми від маси прогону

ну (рис. 4.)

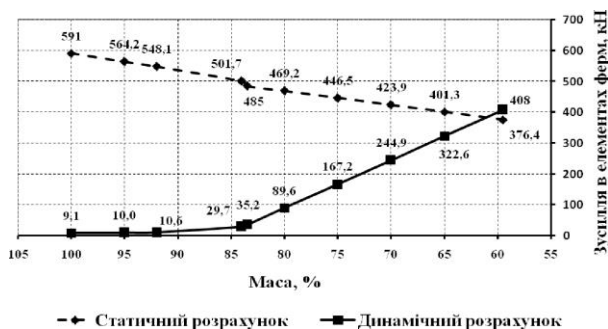


Рис. 4. Зусилля в елементах ферми прогонової будови завдовжки 18 м від статичного та динамічного навантаження у верхньому поясі

При розрахунку від статичної складової навантаження простежується пряма залежність внутрішніх зусиль від маси прогону. Як видно з графіка (див. рис. 4), зі зменшенням маси зусилля від статичного навантаження зменшуються. Що стосується динамічної складової навантаження, то тут простежується-

ся зворотна залежність.

Величина динамічних зусиль в елементах ферми зростає при зменшенні маси прогону, а при близькості частоти вимушених коливань - до першої частоти вільних коливань, тобто при режимах, близьких до резонансу, навіть перевищує величину статичних зусиль.

Аналіз динамічного розрахунку показав, що в умовах резонансу зусилля в елементах зростають на 30 %. Це може привести до аварійної ситуації, тому необхідно виконати перевірні розрахунки на міцність, стійкість і витривалість.

Експериментальні дослідження динаміки прогонової будови виконані на діючій транспортерній галереї.

Метою обстеження та випробування натурної споруди (галереї) динамічним експлуатаційним навантаженням є: реєстрація параметрів, що характеризують роботу конструкцій під навантаженням і порівняння їх з допустимими, що дає можливість перевірити умови експлуатації; на відміну від вимог, що висуваються до конструкцій, які сприймають лише статичне навантаження, при дослідженні динаміки споруд необхідно не тільки оцінити роботу за граничними станами, а й перевірити дотримання умов, специфічних для експлуатації конструкцій, схильних до коливань.

Основним джерелом вібрацій галереї є приводи конвеєрів. При роботі перерахованих джерел вібраційних навантажень в елементах конструкцій будівель виникають вібраційні процеси, які складно моделювати, використовуючи сучасні моделі одночасного моделювання систем.

Для реєстрації кінематичних характеристик системи (прискорення, швидкість, переміщення) використовувалися акселерометр АП-100 і п'єзоакселерометр ШСЗ у комплексі з цифровим аналізатором спектра АС-6400, що працює в режимах «СПЕКТР», «ВІБРОМЕТР», «СИГНАЛ».

Застосування описаної вище апаратури, за допомогою якої отримують вже оцифровані результати реєстрації вібросигналу, дозволяє суттєво підвищити число вимірювань, а отже, і точність отриманих результатів досліджень.

У приладі АС-6400 передбачено можливість передачі записів результатів вимірювань з пам'яті приладу в персональний комп'ютер (рис. 5).

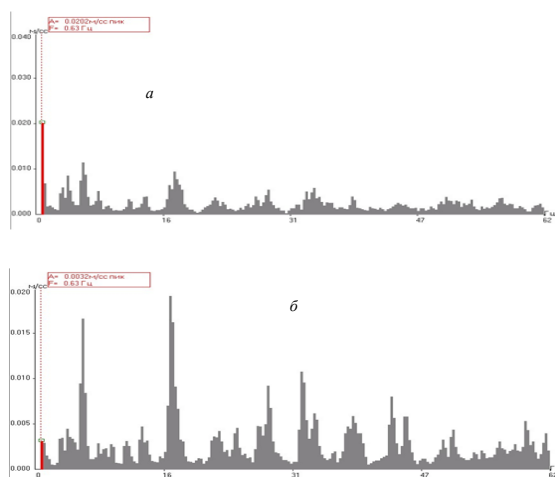


Рис. 5. Спектр віброприскорення в області низьких частот вузла №9 ферми Ф1 по осі В₂: а - при незавантаженому конвеєрі; б - при завантаженому конвеєрі

При розрахунку елементів конструкції на динамічний вплив необхідно визначити спектри їх власних частот. У приладі, що використовувався, передбачено цю процедуру. Однак реєстрацію вільних коливань конструкції можна отримати тільки від великих зовнішніх впливів (наприклад від сейсмічних коливань).

Можливість проведення порівняльних експериментів була надана ТОВ «Криворіжшахтобуд» на транспортерній галереї до реконструкції. Огороджувальні конструкції, плити підлоги та покриття галереї до заміни являли собою збірні залізобетонні плити, стіни, виконані з залізобетонних тришарових панелей. Галерею обладнано стрічковим конвеєром.

При експериментальних дослідженнях динамічних процесів, що відбуваються в конструкції галереї в робочому режимі конвеєра за відсутності кускової руди на стрічці та за її наявності, реєструвалися коливання прогонових будов.

Для ферм марки Ф1, Ф2, Ф3 і Ф4 було проведено вимірювання віброприскорень, вібропереміщень і спектр віброприскорень у вузлах. Вимірювання проводилося при холостому і робочому ході конвеєра.

На рис. 5 наведено спектрограми віброприскорень в області низьких частот вузла № 9 ферми Ф1 по осі В₂.

При аналізі наведених спектрограм встановлено, що коливання формуються на тих смугах частот, що й коливання конвеєра з частотою 5,63 Гц та амплітудою прискорень 0,0019 м/с² при незавантаженому конвеєрі (рис. 5а). У проміжки часу від 0 до 1248,0 мс вібропереміщення вузла № 9 досягло максимального значення 34,36 мкм. Наявність вантажу на конвеєрі не змінило основну час-

тоту коливань, але вплинуло на величину амплітуди прискорень, значення якої зросло до $A = 0,0167$ м/с² (рис. 5а). У проміжки часу від 0 до 1635,2 мс вібропереміщення вузла № 9 досягало максимального значення 8,41 мкм. Теж саме відбувається й у фермах Ф2, Ф3 і Ф4.

Аналіз амплітудних спектрів і графіків віброприскорень показує, що коливання у фермах формуються на низьких частотах (3-60 Гц).

Частоти коливань, отримані в результаті проведених експериментальних досліджень на діючій галереї вписуються в діапазон частот, отриманих розрахунковим шляхом.

Порівняльний аналіз результатів теоретичних розрахунків з визначення динамічних характеристик прогонової будови галереї з результатами експериментальних досліджень вихідної будови вказує на те, що: експериментальне значення частоти динамічного обурення від конвеєра трохи вище за розрахункове $35,4 > 31,4$ с⁻¹; середня розрахункова частота динамічного збурення від конвеєра для ферм Ф1, Ф2, Ф3, Ф4 і балок покриття та перекриття не потрапляє в першу резонансну зону, що виключає реалізацію резонансного режиму.

Подальші експериментальні дослідження вібрації ферм проводилися на прогонових будовах транспортерної галереї з полегшеними огорожувальними конструкціями.

Аналіз амплітудних спектрів і графіків віброприскорень показує, що коливання у фермах формуються на низьких частотах (3-100 Гц).

Згідно з отриманими результатами замірів ферм марки Ф1, Ф3 і Ф4 з полегшеними огорожувальними конструкціями, значення віброприскорення, віброшвидкості і переміщень не перевищують допустимих, що свідчить про надійну роботу конструкцій після полегшення.

Аналіз результатів замірів віброприскорень для прогону завдовжки 18 м (ферма Ф2) показав, що при роботі конвеєра істотно збільшується максимальне значення віброприскорення, віброшвидкості і переміщень як у вертикальному, так і поздовжньому напрямках. Збільшення віброприскорень у вертикальному напрямку становить 30-35 разів, а в поздовжньому напрямку - 6-9 разів, що свідчить про потрапляння частоти динамічного збурення від конвеєра в першу резонансну зону, що призводить до реалізації резонансного режиму.

З отриманих результатів досліджень випливає, що значення амплітуди прискорення для ферми Ф2 перевищує допустимі значення.

Аналіз результатів замірів показав, що максимальне значення віброприскорень перевищує на 10-15 % допустимі значення.

Закономірності, отримані в результаті теоретичних, експериментальних досліджень і в комп'ютерному моделюванні, використано для розробки рекомендацій з визначення раціональних конструктивних параметрів прогонових будов при переході на полегшені огорожувальні конструкції.

За результатами комп'ютерного моделювання була виведена залежність верхньої та нижньої границь резонансної зони від поєднання статичних навантажень. Так, чим меншим є статичне навантаження, тим вищим є значення резонансних зон.

З метою спрощення перевірки потрапляння частоти обурення в першу резонансну зону ми ввели коефіцієнт K , який враховує вплив відношення мінімального до максимального поєднання навантажень q_1/q_2 на частоту власних коливань.

Графік залежності власної частоти коливань прогонової будови галерей від коефіцієнта K при різній довжині прогону подано на рис. 6.

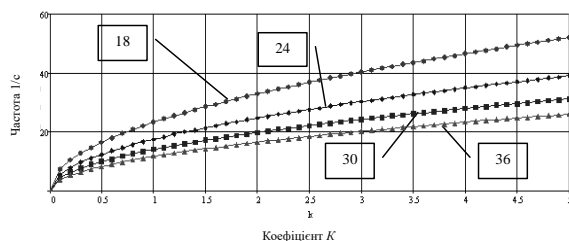


Рис. 6. Залежність частоти власних поперечних коливань від коефіцієнта K при різній довжині l прогонової будови

За результатами проведених досліджень був побудовано графік залежності границь резонансних зон від коефіцієнта K (рис. 7).

З графіка (рис. 7) видно, що при коефіцієнті, який відповідає полегшенню загальної маси прогону приблизно на 37,6 %, значення частоти

вимушених коливань ω потрапляє в першу резонансну зону, тобто виникає резонанс.

У результаті проведених досліджень отримано ряд залежностей, завдяки яким значно спрощуються перевірки розрахунки на стадії проектування реконструкції прогонових будівель.

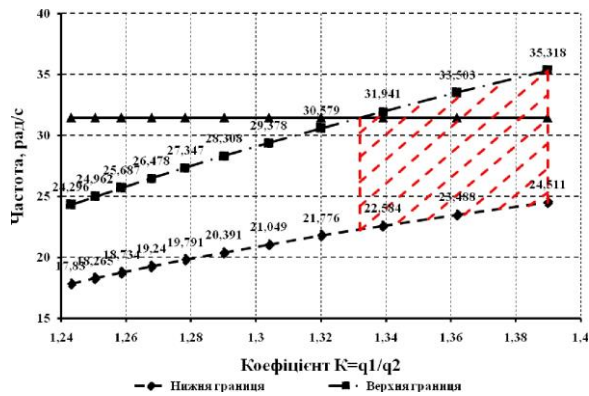


Рис. 7. Залежність границь резонансної зони від коефіцієнта K

Висновки і напрямок подальших досліджень. Виконаний аналіз сучасного стану та основних тенденцій розвитку реконструкції прогонних будов, який показав, що більшість транспортних галерей, що експлуатуються на гірничовидобувних підприємствах, мають термін служби від 35 до 55 років, тому удосконалення конструкцій і методів їх проектування слід розглядати одним із основних напрямів реконструкції.

Встановлено, що у галерей з довжиною прогонів 24, 30 м значення частоти від динамічного збурення конвеєра не потрапляє всередину резонансної зони. Небезпечним є прогін завдовжки 18 м, в якому при повній заміні огорожувальних конструкцій реалізується резонанс.

Перевірка аналітичних методів розрахунку методом скінченних елементів у програмі SCAD для ряду математичних моделей показав, що прийняті допущення, котрі використовуються в моделях в аналітичному методі, не роблять значного впливу на характер поведінки й числові значення динамічних характеристик.

Доведено, що відношення напружень від динамічних і статичних навантажень, що враховується коефіцієнтом динамічності прогонної будови, знаходиться в лінійній залежності від відношення максимального поєднання навантажень цієї будови до мінімального і не повинно перевищувати 1,7, що необхідно враховувати при розрахунку зусиль в елементах прогонної будови для визначення його міцності, стійкості і довговічності.

Встановлено, що застосування введеного коефіцієнта K значно спрощує проектування реконструкції прогонних будов на початковій стадії ще при зборі навантажень.

Впровадження ефективних огорожувальних конструкцій прогонних будов з використанням розроблених рекомендацій дозволяє отримати економічний ефект на одній транспортній галереї в середньому 299 тис. грн з виключенням аварійних випадків, обумовлених виникненням резонансних явищ.

Список літератури

1. Руководство по проектированию транспортных галерей//Липницький М.Е. Пасынков Б.П, Ним А.Д. и др.//Ленинградский промстройпроект, Уралпромстройиниипроект и др.- М.:Стройиздат, 1979.-131 с.
2. Пособие к СНиП 2.09.03-85 - Пособие по проектированию конвейерных галерей. Стройиздат, 1989 г.
3. СН 245-71 Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 658.38

Н.Ю. ШВАГЕР, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЗАВДАННЯ І ФУНКЦІЇ КЕРІВНИКА ПІДПРИЄМСТВА ПРИ ЗАБЕЗПЕЧЕННІ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ

Наведено аналіз ролі керівника підприємства (топ-менеджера) і інженерного корпусу (менеджери) у вирішенні цільових завдань по забезпеченню безпеки праці і зниженню рівня травматизму.

Вступ. Можливість забезпечення стійкого стану охорони праці на підприємстві у вирішальному ступені зумовлюється тим, наскільки повно вирішені завдання управління персоналом. Функція управління персоналом покликана об'єднати, координувати, взаємопов'язувати та інтегрувати усі інші функції в єдине ціле; у загальному випадку включає повний спектр заходів по соціально-психологічному забезпеченню підбору, навчанню і формуванню ідеології, оцінці і мотивації персоналу, по створенню корпоративної культури, управлінню організаційним розвитком і організаційними змінами. При цьому визначальним усього процесу управління являється розуміння того, що Людина в системі безпеки праці є найбільш численною, найбільш цінною багатфункціональною ланкою, непоправним і незамінним інтелектуальним і фізичним

ресурсом, який необхідно інвестувати і розвивати [1].

Стан охорони праці на підприємстві, результативність і стабільність (стійкість) його функціонування багато в чому залежить від правильного підбору кадрів, професійного рівня інженерного корпусу, ефективної роботи і мотиваційної спрямованості кожного співробітника окремо і колективу в цілому, стилю і методів управління, при цьому роль керівника (працедавця, власника) підприємства, компанії, фірми в сучасних умовах значно зростає. Це пов'язано з тим, що:

він є особою, відповідальною за охорону праці перед законом;

значно зростає кількість кваліфікованих фахівців, що формують менеджмент підприємства, зріс рівень їх знань і професійної підготовки;

швидкими темпами розвиваються нові інформаційні (комп'ютерні) технології, що вимагають від керівника професійних знань в цій області;

потрібні знання не лише національних, але й міжнародних стандартів управління в галузі безпеки праці.

Метою даної роботи є аналіз ролі лідера (топ-менеджера) і інженерного корпусу (менеджери) у вирішенні цільових завдань по забезпеченню безпеки і зниженню рівня травматизму.

Викладення матеріалу. У сучасних умовах безумовно головна роль в області безпеки належить людині: людині як суб'єкту управління, організаторові робіт, людині - виконавцеві, людині, діями або бездіяльністю якої створюються передумови для травмування і професійних захворювань, людині - як об'єкту небезпеки.

Як правило, дії людини, що виконує трудові обов'язки, регламентуються відповідними нормативними документами, зазвичай це інструкції по охороні праці для робітників і посадові інструкції для організаторів робіт. Від того, наскільки адекватні дії працівника технологічним регламентам, залежить потенційна небезпека виробничого процесу для самого виконавця і оточуючих. Недотримання технологічної і трудової дисципліни, порушення встановлених норм і правил, невідповідність психологічних і особових особливостей людини характеру виконуваної роботи - ось той склад суб'єктивних чинників, який підлягає регулюванню й управлінню, при цьому в технологічно здійсненому виробництві роль суб'єктивних чинників небезпеки істотно зростає, оскільки зростає ціна помилкових і небезпечних дій. Тому все більш актуальною постає проблема ефективної підготовки до трудової діяльності, виявлення придатності людини до обраної або рекомендованої професії, діагностика його психофізіологічної надійності, механізм якої необхідно розробити.

Проте трудова діяльність людини здійснюється не лише у взаємодії з технологічними засобами, природним довкіллям, але і у взаємодії з людьми, що оточують його, усередині трудового колективу. Ця особливість формує, так званий вектор соціально обумовленого ризику, тобто пов'язаного з власними діями і діями оточення. Рівень цього ризику залежить від безлічі чинників, які носять соціальний і (чи) психофізіологічний характер: професіональна підготовка, особові особливості і якості, індивідуальна сумісність, психологічний мікроклімат і т.ін.

Корпоративна культура визначає нормальний стиль поведінки кожного робітника, прийнятий в компанії, а те, що стає нормою, продиктовано цінностями і власними переконаннями, не потребує ні контролю, ні додаткових стимулів, ні додаткових засобів [2]. Нормальною поведінкою в охороні праці слід вважати роботу, яка здійснюється безпечно для себе і оточення, в суворій відповідності зі встановленими регламентами, коли дотримуються норми трудового розпорядку.

Разом з цим важливе значення надається участі самого персоналу в рішенні актуальних проблем і цільових завдань забезпечення безпеки. Працівники мають бути залучені в процеси розробки політики, інформуватися про ті зміни, які проходять, з інших питань і процедур, які впливають на безпеку. Суть залучення персоналу полягає в розвертанні і популяризації цілей компанії на усіх рівнях; створенні умов і атмосфери для самомотивації, правдивості і відкритості інформації; делегуванні повноважень; визнання результатів і повага до майстерності; організації і створенні можливостей для групової (командної) роботи.

Ось чому робота з протидії виробничим і соціальним небезпекам в силу їх різноманітності вимагає активної участі в ній багатьох сторін. Тому дуже важливо, щоб усі учасники виробничого процесу володіли в області безпеки знаннями, що відповідають рівню, характеру їх діяльності і виконуваних обов'язків, брали участь у вирішенні тих питань, які впливають на безпеку.

У роботі з кадрами реалізується ряд принципів, до яких належать [3]:

принцип особистої участі і відповідальності, коли кожен співробітник розуміє роль і важ-

ливість своєї участі в реалізації проголошеної політики. Це може бути здійснено тільки за умови чіткого розмежування функцій підрозділів і визначення сфер відповідальності кожного співробітника;

створення корпоративної культури на тій основі, при якій люди почувають себе однією командою. Це дозволяє підвищити результативність діяльності, поліпшити взаємовідносини в колективі (команді), якість трудового життя, що дуже важливо, отримувати багато нових конструктивних ідей, краще використовувати майстерність і потенціал людей, створити умови для росту осіб і професіоналізму команди;

адекватна мотивація, заснована на взаємозв'язку праці з матеріальними і нематеріальними стимулами.

Головне завдання керівника полягає в тому, щоб виробити і чітко позначити (проголосити) політику (стратегічні напрями і тактику дій), на реалізацію якої і має бути направлена діяльність персоналу. Для цього керівник повинен володіти певними якостями і різними формами впливу на підлеглих

прямим впливом (накази, директиви, вказівки, завдання і т. ін.);

через мотиви (стимулювання потреб і інтересів з метою добитися бажаної поведінки і діяльності;

через систему цінностей (виховання, освіта, ЗМІ);

через соціальне довкілля (зміна умов роботи, статусу, системи взаємодії, формування колективного мікроклімату і т. ін.).

Наприклад, до якостей дієвого керівника слід віднести: організаційні здібності управління персоналом; компетентність в питаннях охорони праці; володіння сучасними методами аналізу і здатність бачити перспективу (прогнозування); уміння створити хороший мікроклімат в колективі; уміння розгледіти потреби і мотивувати співробітників на виконання цільових завдань, прояв і розвиток їх творчої ініціативи; уміння здійснювати контроль за діями персоналу.

Для здійснення проголошеної політики потрібна підтримка і активна участь всіх працівників; у цей процес має бути залучений весь персонал: від топ-менеджера до виконавця [3]. Тому політика в області безпеки має бути сформульована так, щоб вона стосувалася діяльності кожного працівника. Проте роль лідера полягає не лише в тому, аби сформулювати і проголосити ключові напрями, принципи роботи і взаємини, але і в тому, аби самому діяти відповідно до проголошених правил, тому що як тільки співробітники помітять розбіжність між тим, що робить лідер і тим, що він говорить, настає спад в роботі, зникає ініціатива.

До основних завдань, що стоять перед вищим менеджментом підприємства, відноситься залучення людей до процесів, пов'язаних із забезпеченням безпеки. Мета, проголошена в політиці, і подальші дії мають бути такими, аби створювати і підтримувати внутрішню обстановку на підприємстві, при якій люди можуть і повинні залучатись в процес досягнення цієї мети. Завдяки цьому вони будуть розуміти ці завдання і мету, візьмуть на себе відповідальність за власні дії. Це зазвичай приводить також до розуміння людьми важливості їх участі і ролі, відкритого обговорення актуальних проблем.

Завдання лідера полягає також в тому аби керувати організаційним розвитком і організаційними змінами і на їх основі створити такі умови роботи, які стимулювали б співробітників до пошуку і впровадження нових форм роботи, ініціювали бажання працювати не лише добре, але і безпечно. У політиці мають бути чітко сформульовані цілі, визначені відповідні орієнтири і встановлені критерії їх досягнення.

Виходячи з цього, наступне завдання полягає в тому, аби мотивувати персонал на досягнення позначених цілей і орієнтирів. Це не просте і не одноразове (миттєве) завдання - підвищення і підтримка високого рівня мотивації на необхідному рівні. Для цього необхідно сформувати цілісну систему стимулів. Ця система не повинна зводитися лише до матеріальних чинників, наприклад, лише до зростання заробітної плати. Вона може включати цілий ряд, у тому числі, не матеріальних, а соціально-значимих мотиваційних регулювальників. Винагорода за працю є важливим чинником особистої мотивації працівника. У багатьох випадках керівникові підприємства корисно просто при співробітниках виразити подяку гарному фахівцю, підкресливши його роль в колективі. А якщо це підкріплюється ще і матеріальною стимулом, то це дає ще більший ефект.

Мотиваційне регулювання. Це система заходів, орієнтованих на формування у підлеглою

персоналу професійних якостей, ідеології, сприяючої реалізації принципів комплексного вирішення проблем охорони праці. У свою чергу завдання виконавського персоналу полягає в адекватному сприйнятті, відношенні і практичній реалізації проголошених принципів.

Отже, ідеологічна складова загальноорганізаційної діяльності менеджменту підприємства відноситься до найважливіших напрямів системи Загального управління безпекою.

Важливою умовою безпечної діяльності, безперервного розвитку і прояву творчої ініціативи є хороший соціально-психологічний клімат в трудовому колективі. І навпаки - емоційна напруга веде до зростання загальної напруженості, внаслідок чого збільшується психологічна стомлюваність, виникає ситуація, в якій колектив знаходиться в стані підвищеного ризику неадекватних дій.

Як відомо, соціально-психологічний клімат - це соціально-обумовлена, відносно стійка система стосунків його членів в колективі в цілому. Він завжди будується на міжособових і міжгрупових стосунках і тому є показником цих стосунків. Основним позитивним показником соціально-психологічного клімату трудового колективу є прагнення до збереження цілісності групи, сумісність, спрацьованість, згуртованість, контактність, відвертість, відповідальність, прагнення прийти на виручку один одному, підтримати. Виходячи з цього, безпеку роботи необхідно підвищувати перш за все через колектив - шляхом обговорень проблем, дискусій по питаннях охорони праці, за допомогою системного навчання, інструктажів, пропаганди, формування у співробітників корпоративного духу.

З іншого боку, постійна робота по поліпшенню умов праці, вдосконалення його оплати, поліпшення організації виробництва, побутових умов, дотримання духу і букви трудового законодавства, дотримання службової етики не лише сприятимуть формуванню корпоративної культури, запобіганню конфліктам, але і в першу чергу створять соціально-психологічні передумови для позитивних дій персоналу.

З погляду формування командного духу, створення комфортної психологічної обстановки, важливе значення мають методи і стиль управління; демократичний або авторитарний. Тому керівник (менеджер) повинен знайти так звану «золоту середину» між демократичним і авторитарним стилями управління. Для цього необхідно з'ясувати, в якому стані знаходиться охорона праці: у кризисній ситуації, на етапі стабільного стану, стійкої позитивної динаміки, на підйомі - виході з кризисної ситуації. Якщо ситуація кризисна (рівень травматизму значно перевищує допустимі базові межі), на якийсь період переважні авторитарні методи. Проте в цьому випадку керівник має відчувати і відстежувати ситуацію, уловити момент, коли такий метод керівництва вже вичерпав себе і гальмує подальший розвиток процесів виходу з кризисної ситуації.

Якщо потрібний перехід на принципово новий рівень організаційного розвитку і управління, то проводиться реінжиніринг, при якому всі процеси вибудовуються з «чистого аркуша». В цьому випадку ламаються старі стереотипи і створюються абсолютно нові процеси.

У будь-якому випадку потрібне постійне відстежування ситуації, безперервний моніторинг стану і діагностики системи (накопичення інформації, аналіз, оцінка). Це здійснюється за допомогою системи аналітичних і оцінних показників. Аналіз ситуації, що склалася, і подальші запобіжні засоби створюють передумови для позитивного і стійкого розвитку працезахоронних процесів.

Усі ці завдання і принципи в різній мірі властиві і актуальні стосовно охорони праці і загальної системи безпеки як складові загальнокадрової політики в роботі з персоналом (у управлінні персоналом) на підприємстві.

Контроль як функція управління і нагляд за виробництвом робіт як засіб запобігання нещасним випадкам і професійним захворюванням, також відносяться до завдань, що входять в обов'язки посадових осіб (менеджерів підприємства). Ефективне функціонування системи контролю визначається такими характеристиками як об'єктивність, достатність, оперативність дій, що робляться по його результатам. Контрольні процедури можуть носити як постійний, так і тимчасовий (вибірковий) характер і здійснюватися наглядовими особами і керівниками підприємства або державних органів. Крім того, важливо налагодити систему взаємоконтролю, при правильній організації якого може бути отриманий досить успішний результат.

Разом з цим важлива роль відводиться техніко-технологічним і інженерним рішенням, що дозволяють удосконалити виробничі процеси, які мають бути направлені на впровадження безпечних технологій і техніки, зменшення ручної праці, виключення часу перебування людини в небезпечній

зоні, зниження небезпечної дії і шкідливого впливу на людину виробничих чинників.

Висновки. Підводячи підсумок, можна позначити наступний круг завдань і функцій менеджменту підприємств: розробка і реалізація політики; організаційний розвиток системи; навчання, формування ідеології і дослідження ефективних форм мотивування персоналу; діагностика (аналіз і оцінка) функціонування системи управління; організація системи безперервного контролю не лише за діями безпосередніх виконавців, але і за функціонуванням самої системи охорони праці; інженерне, конструктивне, технологічне вдосконалення технічних і технологічних систем.

Список літератури

1. Данюк В.М. Організація праці менеджера / Данюк В.М. – К. : КНЕУ, 2006. – 267 с.
2. Колесник В.В. Социально-экономические аспекты организации и нормирования управленческого труда / В.В. Колесник, Н.Н. Сердюк // Социально-эконом. аспекты промышл. политики: зб. наукових праць. Управление человеческими ресурсами: государство, регион, предприятие. – Донецк, 2006. Т. 3. – С. 211-218.
3. Петрова І.Л. Управління персоналом у процесі організаційних перетворень / І.Л. Петрова // Формування ринкової економіки: Зб. наук. праць. Управління людськими ресурсами: проблеми теорії та практики. Т.1., Ч.1. – К.: КНЕУ, 2007. – С. 646-655.

Рукопис подано до редакції 22.04.12

УДК [622.74:621.926.086: 532.5].001.5

П.Е. ФИЛИМОНОВ, канд. техн. наук, ПАО «Шахта им. А.Ф. Засядько»
В.Л. МОРУС, канд. техн. наук, ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ С ПРОСТРАНСТВЕННЫМ И ГИДРОДИНАМИЧЕСКИМ ПЕРЕМЕЩЕНИЕМ НАДРЕШЕТНЫХ ФРАКЦИЙ

Проведены исследования процессов тонкого грохочения с пространственным и гидродинамическим перемещением надрешетных фракций. Обоснована целесообразность применения просеивающих поверхностей из износостойких эластомеров, обеспечивающих высокую эффективность грохочения при классификации тонкодисперсных пульп.

Постановка проблемы. Добыча и переработка руд черных и цветных металлов, нерудных материалов, угля и горно-химического сырья были и остаются основой промышленного потенциала Украины. Практически весь объем добытых минеральных и техногенных материалов (свыше одного млрд т в год) подвергается переработке на кондиционные по крупности сорта или рудоподготовке с целью раскрытия минералов с помощью дробления, измельчения и классификации перед обогащением. Если учесть, что эти процессы являются наиболее капиталоемкими (45-55 % капитальных затрат), энергоемкими (удельный расход электроэнергии от 15 до 40 кВт ч/т), материалоемкими (расход стали от 1 до 3 кг/т) и трудоемкими (до 50 % эксплуатационных расходов от всего цикла обогащения), то закономерен вывод о том, что развитие и совершенствование техники и технологии переработки минерального и техногенного сырья, в том числе классификации по крупности, является одной из центральных проблем горного производства. Вместе с тем научная база проектирования оптимальных процессов и машин для классификации остается пока на сравнительно низком уровне. Эвристика и эмпирический подход являются основным методом решения задач создания новой техники и технологии классификации, сдерживая переход на уровень научного осмысления протекающих физических процессов и создания современных методов автоматизированного проектирования [1-3].

Интенсификация процессов мелкого и тонкого грохочения по крупности связана в первую очередь с созданием эффективных просеивающих поверхностей, обеспечивающих высокие технологические показатели разделения материалов при достаточном сроке службы самих поверхностей. Этим требованиям удовлетворяют созданные в последние годы в ИГТМ НАН Украины динамически активные ленточные сита (СДАЛ), изготавливаемые из эластомеров и обладающие в сравнении с существующими конструкциями повышенной износостойкостью и самоочисткой от застрявших «трубных зерен». Последнее свойство является следствием повышенной подвижности элементов гибкой просеивающей поверхности.

Анализ исследований и публикаций. Выполнены в ИГТМ НАН Украины исследования показателей грохочения по крупности 1,2 мм на аппаратах с циркуляционным перемещением надрешетной фракции [4,5]. Определены рациональные геометрические параметры сечения камеры рабочего органа аппарата с циркуляционными виброперемещением надрешетной фракции, способствующие возникновению максимальной скорости циркуляции частиц дисперсного материала различной крупности. Ими установлено, что для условий грохочения дисперсных сред по крупности 1,2 мм рациональные значения параметров камеры составляют: высота камеры 100-150 мм, ширина 30 мм и угол наклона 62°. Эти данные легли в основу разработанной и изготовленной модели рабочего органа аппарата стесненно-циркуляционного грохочения.

Постановка задачи. Проведение исследований процессов тонкого грохочения с пространственным и гидродинамическим перемещением надрешетных фракций и обоснование целесообразности применения просеивающих поверхностей из износостойких эластомеров обеспечивающих высокую эффективность грохочения при классификации тонкодисперсных пульп, гранулометрический состав которых характеризуется преимущественным наличием трудногрохотимых классов.

Изложение материалов и результаты. Эксперименты проводились на лабораторном стенде с замкнутым циклом питания пульпообразным материалом по стандартной методике в условиях, максимально усложняющих протекание процесса по параметрам гранулометрического состава исходного питания. На всех этапах использовался постоянно поддерживаемый состав твердой фазы пульпы, представленный на рис. 1 суммарной характеристикой крупности.

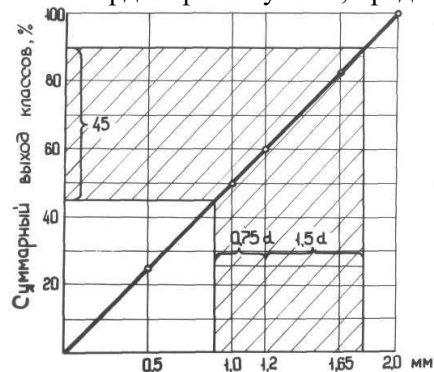


Рис. 1. Суммарная характеристика крупности твердой фазы исходного питания

Исследования проводились на основе методов теории планирования экспериментов с целью определения области рациональных режимных и геометрических параметров рабочего органа аппарата стесненно-циркуляционного грохочения (СЦГ). В качестве постоянных входящих факторов были выбраны высота камеры $L=100$ мм и угол наклона камеры $\alpha=62^\circ$. Варьировались следующие входящие факторы: ширина камеры X_1 , угол вибрации β , амплитуда блуждающих колебаний A . Во всей серии опытов исследования проводились при фиксированной частоте вращения валов дебалансов вибровозбудителя, равной 850 об/мин. Нулевой, нижний и верхний уровни варьирования и интервал варьирования представлены в матрице полного факторного эксперимента (табл. 1).

В качестве функции отклика принимались значения "замельченности" надрешетного продукта частицами, крупность которых меньше граничного класса разделения.

Таблица 1

Матрица планирования эксперимента

Код	Входные факторы		
	X_1	X_2	X_3
0	35	70	8
	15	10	2
-	20	60	6
+	5	80	10

X_0	Планирование			Значение входных факторов			Функция отклика					
	X_1	X_2	X_3	X_1	X_2	X_3	V_1	V_2	V_3	V_4	V_5	\bar{V}
+		+	+	5	80	1	43,2	42,8	42,6	43,1	42,9	42,92
+		+	+	2	80	8	19,4	19,2	19,2	19,3	19,2	19,26
+		-	+	5	60	10	44,3	44,7	44,5	44,5	44,4	44,46
+		-	+	20	60	10	27,6	27,8	27,7	37,6	27,9	27,74
+		+	-	40	80	6	48,7	48,5	48,5	48,6	48,4	48,55
+		+	-	20	80	6	31,7	29,8	31,1	27,9	30,8	30,26
+		-	-	50	80	6	48,9	49,1	48,6	84,4	48,8	48,76
+		-	-	20	60	6	28,3	28,3	28,9	29,4	27,9	28,54
+		0	0	35	70	8	21,8	22,3	21,9	22,1	22,0	22,02

Расчет матрицы планирования эксперимента и анализ полученных результатов позволили определить область рациональных значений геометрических и режимных параметров модели рабочего органа аппарата СЦГ. Она ограничена следующими значениями входящих факторов:

угол наклона камеры α , град	- 62;
амплитуда вынуждающих колебаний A , мм	- 8;
угол вибраций β , град	- 85-90;
ширина камеры, мм	- 25-30.

Технологические показатели грохочения, достигаемые при этих параметрах, позволяют сделать вывод с несомненной перспективности аппаратов, реализующих принцип циркуляционного виброперемещения надрешетной фракции. При ширине камеры до 30 мм, соответствующей удельной производительности $4,5 \text{ т/(ч м}^2\text{)}$, значения эффективности грохочения достигают 85-90 % что в 1,5 раза выше, чем у известных и применяемых в настоящее время грохотов тонкой классификации.

Проведены лабораторные исследования процесса тонкого грохочения на ситах СДАЛ на стационарных аппаратах с гидродинамическим перемещением надрешетной фракции.

Практика эксплуатации стационарных аппаратов с гидродинамическим перемещением надрешетной фракции, к которым относятся дуговые грохоты для тонкой классификации рудных пульп, в настоящее время основывается на применении в качестве их рабочих поверхностей дугообразных колосниковых решет с поперечным по отношению к потоку расположением колосников. Низкий срок службы, высокая стоимость колосников, изготавливаемых из износостойких нержавеющей сталей, а также высокая их забиваемость ограничивают широкое применение дуговых грохотов в технологических линиях рудоподготовки.

Целью лабораторных исследований на данном этапе являлось определение области применения разработанных просеивающих поверхностей из износостойких эластомеров на основе кольцевых элементов типа СДАЛ для тонкой классификации, степени влияния геометрических и режимных параметров на технологические показатели процесса разделения.

Исследования проводились на специально разработанном стенде, обеспечивающем возможность испытаний полноразмерных образцов дуговых грохотов, оснащенных просеивающими поверхностями типа СДАЛ.

Стенд обеспечивал непрерывное питание исходной пульпой испытуемых устройств по замкнутому циклу с регулировкой производительности и интенсивности подачи ополаскивающей воды.

Основные технические показатели стенда:

производительность замкнутого цикла питания пульпой, $\text{м}^3/\text{ч}$	- 50-100 %;
максимальное соотношение твердой и жидкой фаз в пульпе, (Т:Ж)	- 2:1;
напор в системе питания испытуемых устройств, МПа	- 1,5;
максимальный размер транспортируемых частиц пульпы, мм	- 25;
максимальные размеры испытуемого устройства, мм:	

длина	- 3360;
ширина	- 1960;
высота	- 2800.

Схема стенда с испытуемым устройством приведена на рис. 2.

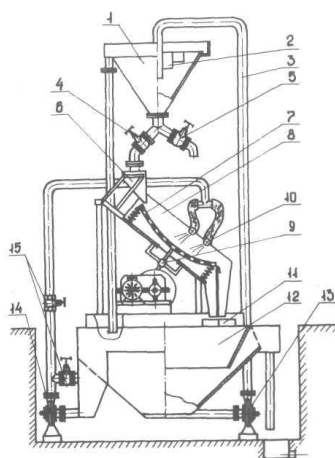


Рис. 2. Схема стенда исследований тонкослоевого гидрогрохочения: 1 - верхний баг; 2 - успокоитель; 3 - труба походного питания; 4 - задвижка питания; 5 - задвижка отбора проб исходного материала; 6 - питатель; 7 - просеивающая поверхность; 8 - модель грохота; 9 - механизм встряхивания; 10 - трубчатые брызгала; 11 - пробоотборники; 12 - нижний баг; 13 - насос питания; 14 - насос ополаскивания; 15 - задвижки регулирования интенсивности ополаскивания

Просеивающая поверхность грохота сформирована кольцевыми элементами с прямоугольными ячейками размером $1,25 \times 7 \text{ мм}$, ориентированными по аналогии с колосниковыми решетками и шпальтовыми ситами поперек потока пульпы. Основные параметры модели:

Размеры просеивающей поверхности, мм	
ширина - 920;	длина (по дуге) - 1200;
Площадь просеивания, м^2 - 0,8;	Радиус кривизны, мм - 2500;
Центральный угол, град - 90;	Габаритные размеры, м - $1,7 \times 2,2 \times 1,6$.

В качестве твердой фазы разделяемого материала во всех опытах использовался отсев гранитного щебня. Гранулометрический состав задавался смешиванием предварительно отсеянных классов, содержание которых в исходном материале представлено в табл. 2.

Таблица 2

Гранулометрический состав отсеянных классов в исходном материале

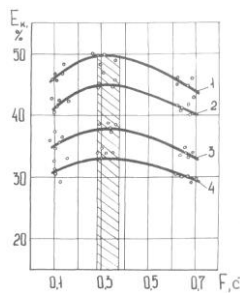
Класс, мм	-2-1,65	-1,65-1,2	-1,2-1	-1-0,5	-0,5-0
Содержание, %	17,5	22,5	10	25	25

Для контроля и поддержания постоянного гранулометрического состава перед каждой серией опытов проводились отборы проб исходного питания. Пробы отбирались коробчатыми пробоотборниками, время отбора проб контролировалось электронным частотомером ЧЗ-32. Рассев проб осуществлялся на эталонных ситах, соответствующих классам крупности, с последующей сушкой и взвешиванием на настольных весах РН-10Ц.

Испытания проводились в два этапа. На первом этапе определялось влияние частоты встряхивания просеивающей поверхности на технологические показатели при постоянном значении величины исходного питания.

Анализ результатов представлен на рис. 3 зависимостью эффективности грохочения от частоты встряхивания сита. Кривые наглядно показывают, что максимальные значения эффективности грохочения соответствующие заданным значениям удельных производительностей 10, 20, 30 и 40 т/ч м², достигаются при величинах частот встряхивания сита, лежащих в интервале 0,28-0,36 (с⁻¹). Вне этого интервала частот происходит снижение качественных показателей классификации.

Рис. 3. Зависимость эффективности грохочения от частоты встряхивания, удельная производительность: 1 - 10 т/ч м²; 2 - 20 т/ч м²; 3 - 30 т/ч м²; 4 - 40 т/ч м²



Следует отметить, что во всех опытах не наблюдалось свойственное всем дуговым грохотам вследствие высоких скоростей движения пульпы уменьшение эффективной ширины щели по сравнению с номинальной. При этом значения "засорения" надрешетного продукта частицами большей крупности не превышали 2 %. Визуальные наблюдения позволили установить, что "засорение" происходит в местах стыка соседних элементов по боковой поверхности. После установки двух промежуточных опор, увеличивших несущую способность сита, значения засорения не превышали 0,5 % во всех опытах.

Второй этап исследований имел целью определение влияния производительности исходного питания на технологические показатели. Частота встряхивания сита F при этом устанавливалась равной 0,33 с⁻¹, соответствующей максимально достигаемым значениям эффективности грохочения, определенной на первом этапе исследований. Результаты экспериментов представлены ситовым составом продуктов разделения (табл. 3).

Таблица 3

Гранулометрический состав надрешетного продукта ($F = 0,33$ с⁻¹)

t , с	P , кг	Содержание класса, %					Q , т/ч	q , т/(ч м ²)	V , %	E , %
		2-1,65	1,65-1,2	1,2-1,0	1,0-0,5	0,5-0				
2,6	4,25	25,7	34,2	12,5	21,4	6,2	8,4	10,5	4,1	52,3
2,8	4,39	27,4	34,3	10,2	22,5	5,6	9,9	12,4	38,3	55,6
2,4	3,95	23,2	37,3	15,1	20,7	3,7	8,7	1,9	39,5	53,3
1,2	3,75	29,6	27,9	15,1	21,6	5,3	15,7	19,6	42,5	47,1
1,5	4,9	20,4	36,4	15,6	21,3	6,3	16,3	20,4	43,2	45,6
1,4	4,23	25,6	30,8	15,6	22,6	5,8	14,9	18,6	43,6	44,7
1,2	5,7	27,7	26,3	12,6	26,99	6,5	22,5	28,1	46,0	39,0
1,0	5,27	25,3	28,1	18,0	21,9	6,7	24,6	30,8	46,6	37,6
1,1	5,48	26,7	28,0	15,4	22,7	7,2	23,8	29,7	45,3	40,8
1,2	8,38	19,8	32,0		29,4	7,6	31,6	39,5	48,2	33,4
1,3	10,6	29,5	20,5	17,3	25,6	7,1	33,8	42,2	50,0	29,8
1,1	7,85	25,7	26,8	10,0	29,2	9,3	32,1	40,1	48,5	32,6

Анализ полученных результатов позволил определить технологические показатели процесса тонкого грохочения на ситах СДАЛ в интервале удельных производительностей 10-40 т/ч м². При нагрузках 10 т/ч м² уровень «замельченности» надрешетного продукта не превышает 40 %,»

что соответствует эффективности грохочения 55 %. С увеличением нагрузок исходного питания наблюдается снижение технологических показателей. При удельной производительности $q=40$ т/ч м² «замельченность» достигает 48-50 % эффективность грохочения - 35 %.

В целом, по результатам исследований можно сделать следующие основные **выводы**:

1. При классификации тонкодисперсных пульп, гранулометрический состав которых характеризуется преимущественным наличием трудногрохотимых классов, применение просеивающих поверхностей из износостойких эластомеров обеспечивает эффективность грохочения по классу 1,25 мм не менее 55 % при удельных нагрузках до 12 т/ч м².

2. Применение в качестве просеивающих поверхностей сит СДАЛ тонкой классификации снижает эффект уменьшения ширины просеивающей ячейки по сравнению с номиналом, свойственный колосниковым и шпальтовым ситам в 1,5-2 раза, при этом уровень «засорения» под решетного продукта частицами большей крупности не превышает 0,5-1 %.

3. Ударно-импульсная система очистки сита при частоте встряхивания $F=0,33$ с⁻¹ обеспечивает полную очистку ячеек сит СДАЛ от заклинивших в них частиц.

Список литературы

1. Степаненко А.И. Современное оборудование дезинтеграции / Степаненко А.И. // - Новосибирск: <http://gmexp.ru/about/>.
2. Высотин А.В. Обогащение стекольных песков / Высотин А.В., Степаненко А.И. // - Новосибирск: <http://gmexp.ru/about/>.
3. Пятаков Вл. Г. Скрубберный агрегат облегченной конструкции / Пятаков Вл. Г., Пятаков Вик. Г. // Горный журнал. – 2006. - №2.
4. Червоненко А.Г. Износостойкие динамически активные просеивающие поверхности из эластомеров для разделения сыпучих материалов и пульп / Червоненко А.Г., Морус В.Л. // Труды II Международного симпозиума по механике эластомеров, июнь, 1997, г. Днепропетровск. - 1997. - Т1. - С. 296-309.
5. Морус В.Л. Новые износостойкие резиновые рабочие поверхности для грохотов барабанного типа, закономерности перемещения материала внутри цилиндров с многозаходной транспортирующей спиралью / Морус В.Л., Никутов А.В. // Геотехническая механика. – Днепропетровск. - 1998. – Вып. 7. - С. 125-132.

Рукопис подано до редакції 22.04.12

УДК 658.26: 37.0

О.М. ГОЛИШЕВ, д-р техн. наук, проф., А.О. ГОЛИШЕВ, Д.В. МИХАЛКІВ, старші викладачі, П.С. КІРІЧЕНКО, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРІОРИТЕТНІ НАПРЯМКИ ПІДВИЩЕННЯ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ БУДІВЕЛЬ НАВЧАЛЬНИХ ЗАКЛАДІВ

Наведено результати поглибленого енергоаудиту одного з навчальних корпусів ДВНЗ «КНУ» та запропоновані заходи щодо підвищення енергоефективності будівель навчальних закладів.

Підвищення енергоефективності будівель забезпечує значне зменшення обсягу споживання енергетичних ресурсів при незмінному та стійкому дотриманні нормативного рівня комфортності в їх приміщеннях.

Споживачами енергетичних ресурсів в громадських будівлях є інженерні мережі, які потребують теплову енергію - системи опалення, вентиляції, теплопостачання та електричну енергію - системи електропостачання, освітлення.

Найбільш дорогим та досить важко контрольованим у споживанні енергоресурсом сьогодні є теплова енергія, що отримується кількома основними способами: спалюванням органічного палива, прямим перетворенням електричної енергії на теплову або використанням теплових насосів. Яким би способом не була отримана теплова енергія, основною величиною, що впливає на капітальні та експлуатаційні витрати, є розрахункова теплова потужність систем, що споживають теплову енергію. Відповідно, чим менше в проекті закладено енергоефективних рішень з інженерних мереж, тим більше встановлена потужність та експлуатаційні витрати системи теплопостачання.

Отже, основним шляхом зменшення споживання теплової енергії є встановлення мінімально можливого розрахункового теплоспоживання при забезпеченні необхідних умов мікроклімату, а також автоматичний контроль за недопущенням зміни температурних параметрів в об-

слуговуємих приміщеннях за межі нормативних значень.

Враховуючи, що більшість будівель було зведено ще у 60-80-х роках минулого сторіччя за проектними рішеннями, в яких практично відсутні вимоги з енергозбереження, на сьогодні основними напрямками підвищення їх енергоефективності є підвищення теплозахисних характеристик огорожуючих конструкцій згідно вимог [3] та вибір і впровадження ефективних технологій енергозбереження в інженерних мережах.

Важливим інструментом виявлення необхідних заходів з енергозбереження є енергетичний аудит. Завданням енергетичного аудиту з'являється аналіз споживання ресурсів та розробка найбільш ефективних заходів з підвищення ефективності їх споживання.

З метою визначення пріоритетних заходів з енергозбереження було виконано поглиблений енергоаудит навчального корпусу № 6 Криворізького національного університету. Будівля корпусу складається з двох частин – дво- та шестиповерхової, загальною площею близько 10,8 тис.м². Будівля здана в експлуатацію в 1986 р., основні архітектурні рішення та конструкції інженерних мереж виконані згідно діючих на той час стандартів, зменшення втрат теплової потужності будівлі за рахунок термомодернізації можливе та не викликає технічних труднощів, в той же час зменшення теплоспоживання за рахунок реконструкції інженерних мереж значно складніше внаслідок суттєвих вад існуючих технічних рішень систем опалення і вентиляції.

Існуюча система опалення будівлі - водяна однотрубна вертикальна. Теплоносій - вода з розрахунковими параметрами 95/70 °С. Джерело теплоти – зовнішні тепломережі. Вузол обліку теплової енергії встановлено на зовнішній мережі на відстані близько 130 м від будівлі, прокладка тепломереж до будівлі - підземна та частково повітряна. Матеріал трубопроводів - сталеві водогазопровідні труби по ГОСТ 3262-75* та сталеві електрозварні труби по ГОСТ 10704-91. Опалювальні прилади - чавунні секційні радіатори типу МС 140-АО та конвектори без кожуха типу «Акорд». Схема підключення опалювальних приладів - без замикаючої дільниці.

Будівлю навчального корпусу обладнано системою механічної загальнообмінної прямоотної припливно-витяжної вентиляції. Розрахункова витрата повітря системами вентиляції становить близько 46 тис. м³/год. Припливні установки розміщено на першому, а витяжні установки - на технічному поверсі. В системах припливної та витяжної вентиляції відсутні або не використовуються пристрої запобігання надходження і видалення повітря в неробочий час, внаслідок чого в цей період в приміщеннях будівлі має місце неорганізований повітрообмін в обсязі приблизно 22 тис. м³/год.

За результатами виконаних в рамках енергоаудиту вимірів та аеродинамічних і теплових розрахунків визначено фактичний стан теплового балансу будівлі, що наведений на рис. 1.

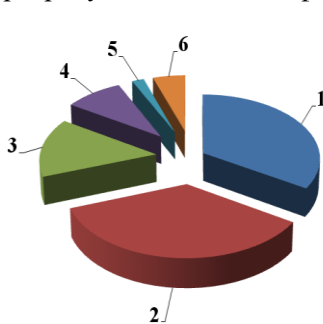


Рис. 1. Діаграма розподілу втрат теплової потужності для навчального корпусу №6: 1 - втрати теплоти через зовнішні огорожуючі конструкції шестиповерхової частини будівлі (34 %); 2 - втрати теплоти на нагрів вентиляційного повітря шестиповерхової частини будівлі (35%); 3 - втрати теплоти через зовнішні огорожуючі конструкції двоверхової частини будівлі (15 %); 4 - втрати теплоти на нагрів вентиляційного повітря двоверхової частини будівлі (9 %); 5 - втрати теплоти через зовнішні огорожуючі конструкції цокольного поверху (2 %); 6 - втрати теплоти на нагрів вентиляційного повітря цокольного поверху (5 %)

Розраховане фактичне співвідношення втрат через зовнішні огорожуючі конструкції (51%) та на нагрівання вентиляційного повітря (49%), досить характерне для громадських будівель і чітко вказує на необхідність, в першу чергу, реконструкції та підвищення енергоефективності систем вентиляції та кондиціонування.

Відповідно до отриманих даних, тільки за рахунок автоматичного закриття вентиляційних каналів припливної та, насамперед, витяжної вентиляції в неробочий час в даному випадку можливо суттєво зменшити витрати теплової енергії на опалення.

За результатами виконання енергоаудиту визначено перелік основних заходів з підвищення енергоефективності будівлі. Для підвищення ефективності споживання енергетичних ресурсів пропонуються наступні заходи:

1. *Введення системи постійного енергетичного моніторингу об'єкту.*

Цей захід необхідно реалізувати якнайшвидше для аналізу ефективності запроваджених заходів з енергозбереження. На даний момент існує облік спожитої енергії за відрізками часу, але не враховуються параметри зовнішнього середовища.

Енергомониторинг є обов'язковим інструментом для будь-якого споживача, що дає змогу аналізувати витрати енергоресурсів по кожному дню з врахуванням показників, які обумовлюють зміни величини енергоспоживання. Таким показником, головним чином, є температура зовнішнього повітря. Завдяки врахування показників, що впливають на споживання енергії об'єктом, можливо визначення причин відхилень енергоспоживання від норми та виявлення джерел перевитрати енергоресурсів.

2. Встановлення приладу обліку теплової енергії в будівлі навчального корпусу.

Встановлення індивідуального теплового лічильника для навчального корпусу надасть змогу сплачувати за спожиту теплову енергію системою теплопостачання будівлі без витрат на втрати теплоти трубопроводами, що з'єднують теплову камеру, де встановлено лічильник, з будівлею.

За даними вимірів, виконаних на трасі зовнішньої тепломережі (підземна і надземна прокладка) падіння температури теплоносія на подачі становить приблизно $1,8^{\circ}\text{C}$, на зворотній магістралі $1,6^{\circ}\text{C}$. В розрахунку на втрати теплової потужності це становить приблизно 47 кВт, що у тепловому балансі системи фактичного енергоспоживання будівлі становить на час вимірювань приблизно 10% (рис. 2).

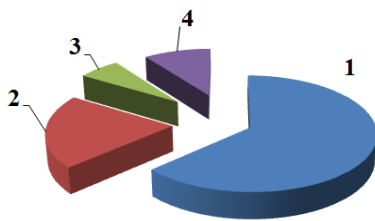


Рис. 2. Діаграма розподілу втрат теплової потужності для навчального корпусу № 6 (враховуючи зовнішні теплопроводи): 1 - шестиповерхова частина будівлі (63%); 2 - двоповерхова частина будівлі (21%); 3 - підвал (цокольний поверх) (6%); 4 - зовнішні теплопроводи (10%)

3. Здійснити демонтаж існуючої системи вентиляції як такої, що не придатна до відновлення та не має можливості встановлення обладнання для рекуперації і автоматизації роботи, розробку проекту нової системи вентиляції з окремими системами припливно-витяжної вентиляції з теплоутилізаторами та автоматикою, що враховує кількість людей у кожному окремому приміщенні.

Існуюча система вентиляції, враховуючи конструктивне рішення систем та тип використаного обладнання, не має підґрунтя для відновлення її в первісному проектному стані як технічно застарілу та абсолютно не енергоефективну.

Враховуючи, що переважний час використання аудиторій становить приблизно з 9^{00} години до 15^{30} - 17^{00} , системи вентиляції працюючи тільки в даний проміжок часу за рахунок використання теплоутилізаторів дають економію порівняно з прямою системою 50-65 % [4], що фактично завжди кількість присутніх студентів менша за розрахункову, витрати на підігрів вентиляційного повітря можуть бути зменшені ще на 20-40 %.

Фактично, проектування і монтаж нової системи вентиляції може бути виконаний, використовуючи для трасування повітропроводів простір за підвісною стелею кожного поверху. Для приміщень кабінетів та робочих кімнат викладачів згідно діючих вимог [1,2] можна запроєктувати періодичне провітрювання, що дасть змогу зменшити капітальні витрати на монтаж систем вентиляції в цілому. За необхідності в систему може бути встановлено блок охолодження повітря.

Отже, за рахунок розробки і встановлення системи вентиляції періодичної роботи зі змінною витратою повітря та теплоутилізаторами витрати на підігрів вентиляційного повітря можуть бути зменшені в 2-4 рази порівняно з існуючою системою (за існуючим проектом споживання теплової енергії системою опалення та вентиляції співвідноситься як 55 до 45).

4. Виконати демонтаж існуючих індивідуальних теплових пунктів (ІТП) з водоструминними елеваторами і встановити ІТП з гідравлічно незалежною схемою підключення до зовнішніх теплових мереж та автоматикою переходу на «черговий режим».

Існуюча схема теплопостачання з водоструминним елеватором фактично не виконує своїх функцій (підмішувальна лінія відключена), а є лише причиною значної втрати циркуляційного тиску (за отриманими даними втрати тиску в вузлі підмішування в 3 рази перевищують втрати тиску в циркуляційному контурі системи опалення). До того ж, пряме підключення до зовнішніх теплових мереж є причиною накопичення в системі бруду та можливих руйнувань внаслідок гідравлічних ударів. Автоматика переходу на «черговий режим» надасть змогу автоматично зменшувати теплову потужність у період невикористання будівлі (нічний час, вихідні та святкові дні).

5. Встановлення пофасадного регулювання потужності системи опалення за температурним графіком та температурою повітря в характерному приміщенні.

Враховуючи орієнтацію корпусу за сторонами світу та його геометричні розміри доцільно залишити схему пофасадного регулювання, з додавання автоматичного регулювання температури теплоносія за температурою зовнішнього повітря та показниками вибраного характерного приміщення.

6. Встановлення автоматичних терморегуляторів на кожний опалювальний прилад з обов'язковим застосуванням спеціальної автоматичної балансувальної арматури.

Підтримання необхідних значень температури в приміщенні на даний час розвитку техніки є необхідною складовою ефективного використання енергетичних ресурсів. На сьогодні можливо встановити на кожен опалювальний прилад терморегулятор стандартних розмірів з добо-вим таймером, що забезпечить автоматичне зниження температури в приміщенні в неробочий час.

Необхідно зауважити, що встановлення терморегуляторів неможливе без встановлення пристроїв автоматичного регулювання перепаду тиску згідно вимог СНіП [1] та рекомендацій фірм-виробників [5,6], що фактично потребує часткову реконструкцію системи.

7. Ізоляція магістральних теплопроводів.

Дозволить зменшити втрати теплової потужності теплопроводами до мінімальних значень. На час вимірювань втрати теплової потужності магістралями в цокольному поверсі становили приблизно 7% від загальних втрат будівлі через відсутність теплової ізоляції, причому температура в приміщенні теплового пункту досягала значення +28,7 °С, що значно перевищує нормативні значення

8. Обладнання великих поточних аудиторій системами повітряного опалення на базі фанкойлів.

Великі поточні аудиторії характеризуються режимом роботи та періодичними високими теплонаходженнями через велику кількість студентів. Тому доцільним було б обладнання їх системою повітряного опалення на базі доводчиків з вентилятором - фанкойлів, що нададуть змогу скоротити до мінімуму витрати теплової енергії в неробочому режимі та швидкий вихід на необхідні параметри мікроклімату при проведенні занять.

9. Ізоляція стояків системи опалення.

Для забезпечення оптимального розподілу теплової енергії необхідно зменшити втрати транзитними неізольованими теплопроводами, що можуть становити близько 3-7 % споживаної теплоти через значну висоту приміщень та відповідно довжину стояків.

Влаштування теплової ізоляції стояків системи опалення дозволить зменшити втрати теплоти також і при переході в «черговий режим» з підтриманням мінімальної температури в приміщенні.

10. Зменшення площі світлопрозорих конструкцій.

Тепловтрати через вікна є основною статтею втрат теплової потужності, оскільки мають значно менший (приблизно в 4-6 разів) опір теплопередачі порівняно з зовнішніми стінами. Тому в деяких випадках доцільно зменшити площу вікон в приміщеннях з метою зменшення споживання теплової енергії, якщо таке зменшення відповідає вимогам нормативів щодо інсоляції. Таке рішення, наприклад, можливе для приміщення коридорів: це дозволяє зменшити споживання теплової енергії приміщенням на 35-55 % порівняно з початковими тепловтратами через зовнішні огорожуючі конструкції.

Аналізуючи втрати теплової потужності через зовнішні огорожуючі конструкції двоповерхової частини корпусу № 6, можна визначити, що відповідні втрати приміщенням коридору 2-го поверху становлять близько 17 % від втрат теплоти двоповерхового корпусу, при цьому через наявність великої площі скління трансмісійні втрати та втрати на нагрів повітря, що інфільтрується становлять близько 56 % втрат приміщення коридору.

11. Підвищення згідно нормативів теплозахисних характеристик будівлі навчального корпусу за рахунок утеплення зовнішніх стін та встановлення вікон та дверей з високими тепловим опором.

Є основним та найвитратнішим заходом, що дозволяє радикально зменшити встановлену потужність теплового обладнання та розрахункову величину втрат теплової потужності будівлі на 20-40 %.

Результати та висновки. За результатами виконання енергетичного аудиту навчального корпусу №6 ДВНЗ «Криворізький національний університет» виявлено, що основний потенціал

енергозбереження зосереджено в системах споживання теплової енергії – системах опалення, теплопостачання та вентиляції.

У будівлі відсутній прилад обліку спожитої теплової енергії, за рахунок фактичного способу установки приладу обліку розрахункові втрати теплової енергії ще до входу в будівлю складають близько 10 % від загального теплоспоживання.

Система опалення знаходиться в працюючому стані, але відсутні пристрої регулювання та автоматичного підтримання необхідних параметрів мікроклімату в приміщеннях, тепла ізоляція трубопроводів, система переходу на «черговий» режим, що приводить до фактичної перевитрати енергоресурсів та практичної неможливості регулювання теплового потоку як системи в цілому, так і її окремих елементів.

Система вентиляції недоцільна до відновлення. Через припливні шахти та вентиляційні канали цілодобово (постійно) надходить і видаляється неконтрольована кількість зовнішнього повітря, яка залежить тільки від температури зовнішнього повітря, сили і напрямку вітру. За даними фактичних вимірів та розрахунків кількість теплоти на підігрів цього вентиляційного повітря становить близько 49 % загальних тепловтрат, тобто тільки виключення цієї витратної статті теплового балансу дасть змогу зменшити майже вдвічі енергоспоживання будівлі.

Виконання наведених заходів (залежно від обсягу) дозволить на 40-60 % скоротити споживання теплової енергії будівлею порівняно з існуючим станом.

Список літератури

1. СНиП 2.04.05-91. Отопление, вентиляция и кондиционирование.-М.: 1992, ЦИТП.-59 с. (зі змінами №1, 2)
2. ДБН В.2.2-9-2009. Будівлі і споруди. Громадські будинки і споруди.- Офіц. вид.- (чинний від 01.10.2010р.).- К.: Мінрегіонбуд України, 2009.- 50 с. – (Державні будівельні норми України).
3. ДБН В.2.6-31-2006. Конструкції будівель і споруд. Теплова ізоляція будівель.- Офіц. вид.- (чинний від 01.10.2010р.).-К.: Міністерство будівництва, архітектури та житлово-комунального господарства України, 2006.- 70 с. – (Державні будівельні норми України).
4. **Караджи В.Г., Московко Ю.Г.** Эффективное использование отопительно-вентиляционного оборудования. Руководство.-М.: Инновент, 2004.- 139 с.
5. Каталог продукции компании «Данфосс», 2011. www.danfoss.com
6. **Пырков В.В.** Гидравлическое регулирование систем отопления и охлаждения. Теория и практика.-К.: Таки справи, 2005. -302 с.

Рукопис подано до редакції 22.04.12

УДК 622.788.36.5

А.А. ЛАПШИН¹, канд. техн. наук, Э. В. СЕРЕБРЕНИКОВ, канд. техн. наук,
Д.А. ЛАПШИНА, студентка, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССА РАСШИРЕНИЯ ВОДОВОЗДУШНОЙ СМЕСИ

Проведен теоретический анализ процесса расширения водовоздушной смеси в сопле, которое входит в состав устройства, разработанного для охлаждения горных выработок. При анализе используется термодинамический метод.

Анализ условий ведения подземных горных работ указывает на существование проблемы, связанной с нарушением тепловых режимов, что может привести к нарушению условий труда, определяемых техникой безопасности. В связи с этим возникла необходимость устранения таких нарушений. Одним из возможных путей решения этой проблемы является создание устройств, обеспечивающих воздушное охлаждение горной выработки.

В состав таких устройств входят расширяющиеся сопла, или диффузоры. Рассматривается задача расширения водовоздушной смеси в сопле, выходящем в атмосферу. Схема сопла приведена на рис. 1 (размеры не соблюдены).

1. Количественный анализ процесса

Для решения применяется термодинамический подход.

Термодинамической системой является сопло. Процесс прохождения смеси через систему считается адиабатическим. Это стандартный подход к быстрым потокам, когда теплообмен с окружающей средой не успевает происходить.

¹ © Лапшин А.А., Серебренников Э.В., Лапшина Д.А., 2012

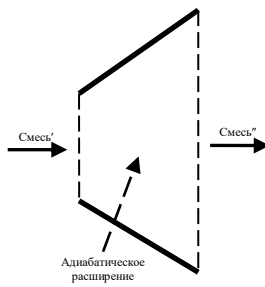


Рис. 1. Схема сопла

Параметры на входе в сопло обозначаются соответствующими буквами со штрихом, на выходе - с двумя штрихами.

Водовоздушная смесь, проходящая через сопло, представляет собой термодинамическую систему, которая называется «Туман». Она состоит из воздуха, воды и насыщенного водяного пара. Эта система двухкомпонентная (воздух и вода) и двухфазная (газ и жидкость).

Очевидно, что при прохождении потока через систему масса воздуха сохраняется. Сохраняется и суммарная масса водовоздушной смеси. Масса воды каким-то образом распределяется между водой и паром. Характер этого распределения зависит от температуры.

Справедлива цепочка соотношений

$$\begin{aligned} m' &= m'' = m'_{\text{возд.}} + m'_{\text{воды}} = \\ &= m'_{\text{возд.}} + m'_{\text{воды}} + m'_{\text{пара}} = m''_{\text{возд.}} + m''_{\text{воды}} + m''_{\text{пара}}, \end{aligned} \quad (1)$$

$$m'_{\text{возд.}} = m'_{\text{возд.}} = m''_{\text{возд.}}, \quad (2)$$

$$m'_{\text{воды}} = m'_{\text{воды}} + m'_{\text{пара}} = m''_{\text{воды}} + m''_{\text{пара}}. \quad (3)$$

Считается, что давление на конечном срезе сопла p'' равно атмосферному.

Из условия механического равновесия двухфазной системы «Влажный воздух – Вода» следует, что

$$p'_{\text{воды}} = p'_{\text{влажн.возд.}} = p'. \quad (4)$$

Влажный воздух представляет собой смесь идеальных газов, состоящую из сухого воздуха и насыщенного водяного пара. В соответствии с законом Дальтона

$$p' = p'_{\text{возд.}} + p'_{\text{пара}}, \quad (5)$$

где в правой части стоят парциальные давления воздуха и пара соответственно.

Чтобы найти $p'_{\text{пара}}$, необходимо обратиться к таблицам водяного пара [1]. Линейная аппроксимация значений давления имеет вид

$$p'_{\text{пара}} = \alpha t' + \beta, \quad (6)$$

где α и β - коэффициенты. Их определение по методу наименьших квадратов в интервале температур от 0°C до 35°C дало значения: $\alpha=139$ Па/°C, $\beta=39,7$ Па.

Чтобы получить соотношение, связывающее давление, температуру и среднюю скорость смеси W' , необходимо использовать соотношения

$$V' = W' S', \quad (7)$$

$$V'_{\text{возд.}} = \frac{m'_{\text{возд.}}}{\mu'_{\text{возд.}}} \cdot \frac{R(t'+273)}{p'}, \quad (8)$$

$$V'_{\text{воды}} = \frac{m'_{\text{воды}} - m'_{\text{пара}}}{1000}, \quad (9)$$

$$V'_{\text{пара}} = \frac{m'_{\text{пара}}}{\mu'_{\text{воды}}} \cdot \frac{R(t'+273)}{p'}, \quad (10)$$

где буквой V обозначен объем соответствующей компоненты, м³; R - универсальная газовая

постоянная ($R=8,314$ Дж/(моль·К)); μ - молярная масса (для воздуха $\mu=0,029$ кг/моль, для воды $\mu=0,018$ кг/моль).

В соотношениях (6), (8) и (10) используется тот факт, что смесь на входе в систему находится в тепловом равновесии. Это значит, что температуры воздуха, воды и пара равны между собой и равны t' .

Рассмотрим вопрос о нахождении $m'_{\text{пара}}$. По определению влагосодержания d'

$$m'_{\text{пара}} = d' m_{\text{возд.}} \quad (11)$$

Влагосодержание определяется по формуле, с учетом (5),

$$d' = 0,622 \frac{p'_{\text{пара}}}{p' - p'_{\text{пара}}} \quad (12)$$

Объем является экстенсивной величиной, поэтому сумма (8), (9) и (10) равна (7). С учетом формул (6), (11) и (12) можно получить соотношение, связывающее давление, температуру и скорость на входе в систему

$$W' S' p' = 287 m_{\text{Воздуха}} (t'+273) + 139 W' S' t', \quad (13)$$

где S' - площадь поперечного сечения сопла на входе, м². В этом выражении, во избежание излишней громоздкости, были отброшены малые члены. Относительная погрешность от такого упрощения не превышает 1%.

Формула (12) с учетом (13) и (6) принимает вид

$$d' = 0,3 \frac{W' S' t' + 0,286}{m_{\text{Воздуха}} t' + 273} \quad (14)$$

Все предыдущие рассуждения справедливы и для выходного сечения сопла, с естественной заменой обозначений.

Однако на выходе из сопла известно только давление. Температура и скорость – неизвестны. Поэтому необходимо привлечь еще одно соотношение.

Таким соотношением является первый закон термодинамики для потоков. В случае адиабатического потока он сводится к виду

$$H + \frac{mW^2}{2} = const, \quad (15)$$

где H - энтальпия потока, Дж.

Энтальпия является экстенсивной величиной. Тогда

$$H = H_{\text{возд.}} + H_{\text{воды}} + H_{\text{пара}} \quad (16)$$

По определению

$$H = C_p t, \quad (17)$$

где C_p - изобарная теплоемкость, Дж/°С, t – температура, °С.

Изобарная теплоемкость определяется через удельную изобарную теплоемкость c_p , Дж/(кг·°С)

$$C_p = m c_p \quad (18)$$

Значения удельных изобарных теплоемкостей являются табличными [2] $c_{p\text{возд.}}=1000$ Дж/(кг·°С) и $c_{p\text{воды}}=4190$ Дж/(кг·°С).

Рассмотрим энтальпию на входе в систему.

Используя (17) и (18)

$$H'_{\text{возд.}} = m_{\text{возд.}} c_{p\text{возд.}} t' \quad (19)$$

Что же касается воды, то ее исходная масса, как уже было отмечено, каким-то образом распределяется между водой и паром в смеси. Характер этого распределения зависит от температуры t' в соответствии с (14).

Чтобы упростить построения, необходимо рассмотреть энтальпию воды и пара совместно.

Для воды, согласно (17), (18) и (3),

$$H'_{\text{води}} = (m'_{\text{води}} - m'_{\text{пара}}) c_{\text{рводи}} t'. \quad (20)$$

Энтальпия пара складывается из двух слагаемых: энтальпии воды и теплоты парообразования

$$H'_{\text{пара}} = m'_{\text{пара}} (c_{\text{рводи}} t' + r'), \quad (21)$$

где r' - удельная теплота парообразования, Дж/кг.

Нетрудно видеть, что при сложении выражений (20) и (21) получим

$$H'_{\text{води}} + H'_{\text{пара}} = m'_{\text{води}} c_{\text{рводи}} t' + m'_{\text{пара}} r', \quad (22)$$

т.е. масса пара войдет в сумму только в виде множителя при величине удельной теплоты парообразования. Анализ выражения (22) говорит о том, что помимо отдельной энтальпии для воды, при возникновении в системе пара добавляется теплота парообразования, связанная с фазовым переходом воды в пар.

Величина r' уменьшается с ростом температуры по закону [2]

$$r' = r_0 - 2,3t', \quad (23)$$

где r_0 - значение r' при 0°C , равное $2,5 \cdot 10^6$ Дж/кг. Зависимость от температуры очень слабая. При перепаде температуры в сто градусов второе слагаемое в правой части (23) вносит вклад в сумму менее 0,01 %. Поэтому зависимостью r' от температуры вполне можно пренебречь, и считать просто

$$r' = r_0 \quad (24)$$

Для энтальпии на выходе из системы все рассуждения проводятся совершенно аналогично.

Приведем окончательные соотношения. Запишем первый закон термодинамики потоков (15) для параметров на входе в систему. С учетом (16), (19), (22), (11) и (24), получим

$$\begin{aligned} m'_{\text{возд.}} c_{\text{рвозд.}} t' + m'_{\text{води}} c_{\text{рводи}} t' + \\ + d' \cdot m'_{\text{возд.}} r_0 + \frac{m' W'^2}{2} = const. \end{aligned} \quad (25)$$

Выражение (25) описывает полную энергию потока. Она включает в себя энтальпию, или теплосодержание, и кинетическую энергию.

Полная энергия после прохождения через сопло сохраняется. Это приводит к тому, что на выходе из системы полная энергия должна равняться той же константе. Значение константы определяется по (25).

Первый закон термодинамики на выходе из сопла записывается совершенно аналогично (25), с очевидной заменой обозначений. Можно показать, что это соотношение с точностью до 1 % сводится к квадратному уравнению относительно t''

$$At''^2 + Bt'' + C = 0, \quad (26)$$

где A, B, C - коэффициенты, определяемые по формулам

$$\begin{aligned} A &= (m'_{\text{возд.}} c_{\text{рвозд.}} + m'_{\text{води}} c_{\text{рводи}}) p'' + 43,2 m'_{\text{возд.}} r_0 - 148,2 m' \frac{m_{\text{возд.}}^2}{S''^2} + 69,4 const, \\ B &= -0,0036 (m'_{\text{возд.}} c_{\text{рвозд.}} + m'_{\text{води}} c_{\text{рводи}}) p''^2 - 0,311 m'_{\text{возд.}} r_0 p'' - 80935 m' \frac{m_{\text{возд.}}^2}{S''^2} - p'' const, \\ C &= -11,04 \cdot 10^6 m' \frac{m_{\text{возд.}}^2}{S''^2} + 0,0036 p''^2 const. \end{aligned} \quad (27)$$

2. Определение параметров в конце процесса

В состав параметров состояния в конце процесса входят температура T'' или t'' , давление p'' и плотности ρ'' , $\rho''_{\text{возд.}}$, $\rho''_{\text{води}}$, $\rho''_{\text{пара}}$. Состав смеси также характеризуется массовыми g_i или объемными r_i долями.

Рассмотрим определение этих параметров. t'' определяется как решение уравнения (26). $T'' = 273 + t''$. Давление p'' задано и равно атмосферному. Плотности определяются из формулы

$$\rho = m/V \quad (28)$$

на основе известных массовых и объемных расходов. Массовые расходы находятся с использованием формул (1-3), (11) и (14). Объемные - по формулам (7-10).

Массовой долей, по определению, называется величина

$$g_i = m_i / m_{\text{смеси}} \quad (29)$$

Определим массовые доли воздуха, воды и пара. Объемной долей, по определению, называется величина

$$r_i = V_i / V_{\text{смеси}} \quad (30)$$

Эта величина также может быть определена. Таким образом, найдены все величины, которые могут пригодиться при описании смеси на выходе из сопла.

3. *Пример.* Рассмотрим конкретный пример установки для охлаждения горных выработок. Исходные данные и результаты расчетов приведены в таблицах.

Таблица 1

Геометрические параметры установки		
d'	2,00	дюйма
d''	0,35	м

Таблица 2

Параметры на входе и на выходе		
Параметры	Вход	Выход
$t, ^\circ\text{C}$	16,01	9,41
$p, \text{атм}$	8,33	0
$W, \text{м/с}$	36,52	7,09
$m, \text{г/с}$	1 130,50	1 130,50
$m_{\text{возд}}, \text{Г/с}$	830,50	830,50
$m_{\text{воды}}, \text{Г/с}$	298,75	292,97
$m_{\text{пара}}, \text{Г/с}$	1,25	7,03
$V, \text{л/с}$	74,25	681,87
$V_{\text{возд}}, \text{л/с}$	73,77	672,41
$V_{\text{воды}}, \text{л/с}$	0,30	0,29
$V_{\text{пара}}, \text{л/с}$	0,18	9,17
$\rho, \text{кг/м}^3$	15,23	1,66
$\rho_{\text{возд}}, \text{кг/м}^3$	11,26	1,24
$\rho_{\text{воды}}, \text{кг/м}^3$	1 000,00	1 000,00
$\rho_{\text{пара}}, \text{кг/м}^3$	6,99	0,77

Таблица 3

Массовые доли компонентов, %		
	Вход	Выход
Воздух	73,46	73,46
Вода	26,43	25,92
Пар	0,11	0,62
Сумма	100,00	100,00
	Вход	Выход

Таблица 4

Объемные доли компонентов, %		
	Вход	Выход
Воздух	99,36	98,61
Вода	0,40	0,04
Пар	0,24	1,34
Сумма	100,00	100,00

4. Качественный анализ процесса

Интересно проследить характер зависимости температуры на выходе из системы от заданных объемных расходов воздуха и воды на входе (рис. 2).

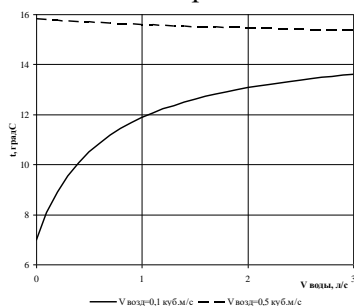


Рис. 2. Температура зависимости от расхода воды

Различный характер графиков объясняет рис. 3.

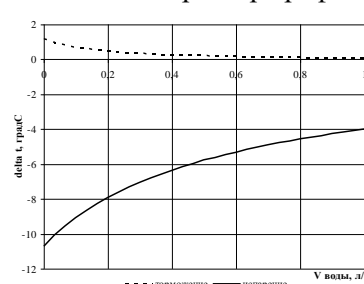


Рис. 3. Влияние различных процессов на изменение температуры

На рисунке приведено изменение температуры в зависимости от объемного расхода воды. Объемный расход воздуха считается заданным: $V_{\text{возд}} = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$.

С одной стороны, наличие воды в потоке воздуха должно приводить к охлаждению за счет ее испарения

с поглощением теплоты.

С другой стороны, на выходе из сопла поток тормозится, а это, как известно, всегда повышает температуру.

Если сравнить рис 3 и 2, можно сделать вывод, что при малых расходах воздуха главную роль играет испарение, при больших - торможение.

Таким образом, проведенное теоретическое исследование поможет в выборе оптимальных значений входных параметров сопла в составе устройства для охлаждения воздуха горных выработок.

Список литературы

1. Сборник задач по технической термодинамике и теплопередаче. / Под ред. Б.Н. Юдаева. – М.: Высшая школа, 1968. – 372 с.
2. Буляндра О.Ф. Технічна термодинаміка. – К.: Техніка, 2001. – 320 с.

Рукопис подано до редакції 22.04.12

УДК 622.86: 622.272

А.В. ДАВЫДОВ, ПАО «Евраз Суха Балка», А.М ГОЛЫШЕВ, д-р техн. наук, проф.,
Е.В. ПИЩИКОВА, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДОВ И ВЫБОР КРИТЕРИЕВ БАЗОВОЙ ОЦЕНКИ РИСКОВ В ОБЛАСТИ ОХРАНЫ ТРУДА В УСЛОВИЯХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Систематизированы существующие количественные и качественные методы и методики оценки рисков в области охраны труда с целью последующего обоснования выбора метода для использования (адаптирования) при расчетах рисков травмирования в условиях ПАО «Евраз Суха Балка».

Ключевые слова: оценка и управление рисками в области охраны труда, вероятность, тяжесть, последствия, несчастный случай

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Основной целью современной системы управления охраной труда является переход от реагирования на страховые случаи (несчастные случаи, связанные с производством, профессиональные заболевания работников горных предприятий) к управлению рисками в этой области.

Управление и оценку рисков в области охраны труда в условиях горных предприятий работодатели и работники проводили и проводят длительное время, сколько существует понятие «охрана труда», но эта оценка зачастую была интуитивной и неосознанной. Новые технологии заставили общественность по-новому взглянуть на старые проблемы и буквально за последние 5-7 лет представления об охране труда претерпели существенные изменения, которых данный институт не знал со времен своего возникновения.

Сегодня всесторонний подход к охране труда на горных предприятиях предусматривает одновременный мониторинг и учет множества разнообразных рисков. Новая концепция [1] обеспечения безопасных и здоровых условий труда приобретает прочный фундамент, основой которого являются такие критерии, как системность, комплексность, превентивность, гибкость и сотрудничество. Однако, несмотря на значительный объем исследований исследования и разработок ученых, новая концепция охраны труда еще не имеет окончательной формулировки и продолжает развиваться как в направлении изучения методов оценки рисков, так и в направлении выбора наиболее оптимальных из них в условиях горных предприятий.

Анализ исследований и публикаций. Проведенный анализ [2-7] свидетельствует о том, что оценка и управление рисками в области охраны труда, как самостоятельная отрасль знаний является молодой и достаточно динамично развивающейся наукой. В странах Евросоюза даже в относительно стабильных технико-экономических условиях работодатели уделяют пристальное внимание вопросам управления рисками. В то же время, в Украине проблемы анализа и управления рисками в области охраны труда уделяется явно недостаточно освещена.

Передовые технологии, Интернет, информационно-технологическое, производственное развитие и другие немаловажные факторы, влияющие на современный бизнес, радикально изменили подходы к управлению рисками в области охраны труда.

Следует отметить, что проблемой классификации рисков учёные занимаются давно, а установившихся критериев, позволяющих однозначно классифицировать все риски в области охраны

труда для горных предприятий, до сих пор не выработано. Для достижения основных целей управления рисками, службе охраны труда горного предприятия необходимо подробное изучение современных методов оценки рисков, с которыми сталкивается данное предприятие.

На сегодня в Украине отсутствует нормативная база, которая бы регулировала методологию оценки рисков в области охраны труда в условиях горных предприятий. Существуют лишь разрозненные рекомендации по этому вопросу. На практике отдельные предприятия и организации используют самые различные методы оценки риска и их комбинации), которые не учитывают всех критериев, позволяющих провести выбор того метода оценки риска, который максимально бы подходил специфики данного предприятия. Не учитывается также, что в некоторых случаях один метод может охватить все рабочее место и существующие на нем риски, а в других случаях для различных составляющих рабочего места может применяться несколько различных методов.

Таким образом, основная проблема при оценке рисков в области охраны труда – отсутствие единого методического подхода, основанного на стандартных положениях, унифицированных критериях и методах оценки условий труда. Подтверждением сказанного являются внедренные стандарты по идентификации опасностей и оценке рисков в ПАО «СевГОК» и «ЦГОК», входящих в группу Метинвест, где оценка рисков проводится с использованием различных методических подходов.

Постановка задачи. На основании проведенного обзора существующих современных методов оценки рисков в области охраны труда, можно сделать вывод, что на сегодняшний день существует значительное количество методик и методов как общей оценки рисков в области охраны труда, так и оценок риска, при воздействии отдельно взятых опасных и вредных производственных факторов, которые влияют на работников в рабочем процессе.

Поэтому целью данной работы является анализ и систематизация существующих количественных и качественных методов и методик оценки рисков в области охраны труда с целью последующего обоснования выбора метода для адаптирования при расчетах рисков травмирования в условиях горных предприятий.

Изложение материала и результаты. Применяемые на горных предприятиях современные методы оценки рисков в области охраны труда должны отвечать следующим требованиям: методы должны позволять проводить оценку рисков в количественном виде;

используемые методы должны быть простыми и наглядными, т.е. обеспечивать возможность применения руководителями среднего и младшего управленческого звена горных предприятий;

применяемые методы должны позволять проводить информирование работников не только о выявленных несоответствиях нормативным требованиям, но и о связанных с ними потенциальных рисках для жизни и здоровья.

В рамках данной работы были систематизированы существующие количественные и качественные методы и методики оценки рисков в области охраны труда с целью последующего обоснования выбора метода для адаптирования при расчетах рисков травмирования в условиях ПАО «Евраз Суха Балка».

Выбор показателей и методов для оценки рисков в области охраны труда в условиях горных предприятий зависит от разных факторов. Решение задачи управления рисками, связанной с идентификацией опасностей, определением возможных ущербов здоровью и жизни работника и вероятностей их наступления, а также наличие достаточной статистической информации для расчета требуемого показателя риска - основание для выбора *прямых методов оценки рисков* [5,7-10]. К основным из них относят:

1. Британский стандарт BS-8800 (Великобритания).
2. Метод оценки рисков на основе матрицы «вероятность-ущерб» (Великобритания, Франция, Латвия, США, Австралия).
3. Метод построения графа оценки риска (Германия, Германия, Финляндия).
4. Методика Национального научно-исследовательского института охраны труда (НацНИИОТ) в Украине (Украина).
5. Методика Risk assessment code (Великобритания).
6. Метод вербальных функций(Европейский Союз).

Показательным примером прямых количественных методов оценки рисков является Британский стандарт BS-8800 [9], который предполагает выявление потенциальных опасностей;

оценивание вероятности реализации каждой опасности в различных вариантах P_i и предполагаемой тяжести S_i последствий реализации каждого i -го варианта

$$R = \sum_{i=1}^N P_i \cdot S_i, \quad (1)$$

где R - риск нанесения ущерба, связанного с возможной реализацией i -го варианта одной из выявленных опасностей.

Такие расчеты производятся по каждой из выявленных опасностей на каждом рабочем месте. Для определения вероятности опасности P_i (A - высокая, B - средняя и C - низкая вероятность события) и тяжести (серьезности) последствий S_i (I - высокая, II - средняя и III - низкая тяжесть последствий) используют коэффициенты от 1 до 5. При этом уровень риска повышается пропорционально вероятности события P_i и тяжести последствий S_i и устанавливается по шаблону-матрице категория риска (5 - очень высокий риск, недопустимый; 4 - высокий риск, недопустимый; 3 - средний риск, допустимый; 2 - низкий риск, допустимый; 1 - очень низкий риск), а при необходимости - внедряются профилактические мероприятия.

Достоинствами метода оценки рисков на основе матрицы «вероятность ущерб» является то, что этот метод является наиболее часто применяемым в развитых странах из-за своей простоты. Применение такого простого метода позволяет работодателю выполнить государственные нормативные требования охраны труда с наименьшими затратами. К недостаткам следует отнести его абсолютную субъективность. Различные эксперты будут оценивать одну и ту же ситуацию по-разному, основываясь на личных знаниях, опыте, ощущениях, настроении. Один и тот же эксперт некоторое время спустя может оценить тот же риск на том же рабочем месте по-другому. Использование этого метода целесообразней в случаях, когда на предприятиях с большим количеством идентифицированных опасностей уже разработан перечень (реестр) опасностей и когда имеются данные о травматизме за длительный период времени.

Оценка риска по методике НацНИИОТ [10] основана на оценке фактического состояния уровня технической опасности оборудования, зданий (сооружений); соблюдении работниками действующих норм, правил и инструкций по охране труда; анализе, учитывающем наличие за отчетный период несчастных случаев и превышений на рабочих местах предельно допустимых норм (ПДН) или концентраций (ПДК) вредных производственных факторов. Методика расчета уровня риска представлена зависимостью

$$P = K_m \cdot K_z \cdot (7800 - K_o + S_{шб} + 0,1) \cdot 9 \cdot 10^{-7}, \quad (2)$$

где K_T - коэффициент технической опасности оборудования; K_z - коэффициент технической опасности зданий (сооружений); 7800 - установленный эмпирическим путем необходимый максимальный балл, при котором риск возникновения несчастного случая является минимальным; K_o - коэффициент организационной безопасности; $S_{шб}$ - сумма штрафных баллов, оцененная по шкале баллов.

Коэффициент технической опасности оборудования K_T определяется по формуле

$$K_m = O_c / O_o,$$

где O_c - количество оборудования, машин, механизмов на участке (в структурном подразделении, на предприятии), соответствующее требованиям безопасности; O_o - общее количество оборудования, машин, механизмов на участке (в структурном подразделении, на предприятии).

Коэффициент организационной безопасности K_o состоит из суммы оценочных баллов каждого нормативного показателя и определяется по формуле

$$K_o = \sum M_p = \sum (B_y \cdot H_o),$$

где B_y - условный балл для оценки риска соответствующего нормативного показателя; M_p - оценочный балл соответствующего нормативного показателя; H_o - уровень выполнения нормативного показателя, равный соотношению между фактически полученными и нормативно установленными показателями ($H_{ф} / H_{н}$). По справочным таблицам определяются условные показатели и виды рисков.

Метод вербальных функций позволяет практически исключить субъективизм при оценке вероятностей событий и их последствий, однако он требует очень тщательной предварительной работы и высокой квалификации экспертов, составляющих вербальные описания различных ситуаций.

Сущность метода заключается в том, что каждому количественному значению вероятности наступления события ставится в соответствие вербальное описание вполне определённой ситуации.

Понятно, что одна и та же ситуация может привести к различным исходам: от легкой трав-

мы до смертельного случая (событие «отсутствие несчастного случая» не учитывается). Чтобы не запутаться в обилии возможных вариантов, можно воспользоваться подходом, применяемым при оценке рисков, связанных с эксплуатацией опасных производственных объектов, т.е. принимать в расчёт только два исхода: самый вероятный и самый неблагоприятный. Риски оцениваются для каждого исхода. В расчёт принимается больший риск. Если для снижения обоих рисков необходимо применить различные защитные меры, то необходимо учитывать оба риска.

Отличительная особенность предложенного подхода заключается в его выраженной проактивности (направленностью на овладение ситуацией для достижения поставленной цели). В данном случае риск оценивается без оценки частоты предполагаемого события. Главная сущность подхода заключается в следующем: если не гарантируется исключение неблагоприятного исхода, значит этот исход раньше или позже, но обязательно наступит. Задача заключается только в том, чтобы оценить сумму потенциальных ущербов от не исключённых полностью исходов. Оцениваемая вероятность наступления события на самом деле обозначает величину, обратную интервалу времени, который можно запланировать для принятия мер управления риском.

Конечно, полученная оценка не является «риском» в точном соответствии с определением. Более того, можно утверждать, что эта оценка будет заведомо завышенной, а полное исключение риска может быть достигнуто только в результате устранения источника риска.

Косвенные методы оценки рисков для здоровья и жизни работников используют показатели, характеризующие отклонение существующих (контролируемых) условий (параметров) от норм и имеющие причинно-следственную связь с рисками. Они не предполагают непосредственного выявления и идентификации опасностей на рабочих местах и при выполнении производственных операций.

К основным косвенным методам оценки рисков в области охраны труда можно отнести:

1. Метод оценки профессиональных рисков по методу Элмери.
2. Метод оценки рисков на основе ранжирования уровня требований (индекс ОВР).

Индекс ОВР так же как и индекс Элмери непосредственно не связан с наличием и оценкой конкретных рисков на рабочем месте и основывается на предположении, что тяжесть последствий, связанных с возможными опасностями, уже учтена в требованиях охраны труда путём их отнесения к определенным уровням системы охраны труда (государственные требования, отраслевые, локальные). Но при наличии компетентных специалистов у работодателя или с привлечением внешних специализированных организаций существует возможность дальнейшего совершенствования индекса ОВР.

Проведенный анализ современных методов оценки рисков в области охраны труда позволяет сделать вывод, что в горной промышленности на сегодняшний день отсутствует единый подход к терминологии, выбору критериев и шкале оценок при идентификации опасностей и оценке рисков на рабочих местах горняков. Каждое предприятие разрабатывает свои критерии и методики, которые не являются обязательными к выполнению в правовом поле Украины, а носят только рекомендательный характер.

Так, ведущие в ООО «Евраз Холдинг» разработан Стандарт «Об оценке рисков в области охраны труда» [11], которым обязывает свои предприятия (в частности ПАО «Евраз Суша Балка») установить единый порядок оценки рисков в области охраны труда и промышленной безопасности.

Согласно стандарта [11] при разработке и сертификации систем управления охраной труда в ПАО «Евраз Суша Балка» оценка рисков проводится прямыми методами по критерию вероятности возникновения несчастных случаев и тяжести последствий. При этом оценка рисков проводится субъективно, только с помощью матрицы (табл. 1) и без использования расчетных зависимостей.

Проведенные исследования и обзор современных прямых и косвенных методов оценки рисков позволили сделать вывод, что подход, предложенный в Стандарте [11] является не достаточно эффективным, так как не в полной мере адаптирован к местным условиям работы (подземная добыча железной руды), не позволяет ранжировать идентифицированные опасности на рабочих местах, а также устанавливать наиболее рискоопасные профессии.

Выявленные, согласно матрице категории риска считаются приемлемыми - низкий риск L, средний риск M, и высокий риск H, и только экстремальный риск E_x является неприемлемым. Считаем это положение некорректным, так как во всех рассмотренных методических подходах [2-9] высокий риск является недопустимым.

В Стандарте [11] также нет четких рекомендаций по управлению выявленными рисками и снижению их показателей до приемлемых значений.

Матриця для оцінки оцінки ризиків в області охорони праці в ПАО «Євраз Суха Балка»

		Тяжесть последствий				
		1	2	3	4	5
Вероятность	5	11 (М)	16 (Н)	20 (Н)	23 (Ex)	25 (Ex)
	4	7 (М)	12 (М)	17 (Н)	21 (Ex)	24 (Ex)
	3	4 (L)	8 (М)	13 (Н)	18 (Н)	22 (Ex)
	2	2 (L)	5 (L)	9 (М)	14 (Н)	19 (Н)
	1	1 (L)	3 (L)	6(М)	10 (М)	15 (Н)

Поэтому было проведено сравнение различных подходов в методиках, представленных в данной статье, которое позволило установить соответствие между параметрами оценки рисков в области охраны труда, предлагаемых в рассмотренных выше методах и Стандартом ООО «Євраз Холдинг». В табл. 2 представлены результаты этого сопоставления.

Таблиця 2

Сопоставление параметров оценки рисков в области охраны труда, принятых в ООО «Євраз Холдинг» с другими современными методиками

Методики	Оценка риска, согласно Стандарта «Об оценке рисков в области охраны труда» [8]		
	низкий (приемлемый)	средний (приемлемый)	высокий (приемлемый)
Британский стандарт BS-8800	1 - <i>Очень низкий</i> (допустимый); 2 - <i>Низкий</i> (допустимый)	3 - <i>Средний</i> (допустимый)	4 - <i>Высокий</i> (не допустимый); 5 - <i>Очень высокий</i> (не допустимый)
Методика Risk score	$R < 20$ <i>Умеренный</i> (никаких мероприятий не нужно)	$20 \div 70$ <i>Средний</i> (необходимы мероприятия)	$200 \leq R < 400$ <i>Высокий</i> (необходимо немедленно мероприятия); $R \geq 400$ <i>Очень высокий</i> (необходимо остановить работы);
Методика НацНИИОТ	$R < 1,0 \cdot 10^{-6}$ <i>Незначительный</i> (допустимый);	$2,17 \cdot 10^{-5} \div 1,0 \cdot 10^{-6}$ <i>Средний</i> (допустимый);	$R > 2,17 \cdot 10^{-5}$ <i>Высокий</i> (не допустимый);
Методика Risk assessment code	1 - <i>Риск малый</i> , никаких мероприятий не нужно, но рекомендуется проводить мониторинг опасностей;	2 - <i>Риск допустимый</i> , необходимо проводить мониторинг и контроль риска; 3 - <i>Риск нежелательный</i> , необходимо проводить мониторинг и контроль вероятностного риска.	4 - <i>Риск недопустимый</i> , риск должен быть устранен или гарантированно контролируем
Методика института безопасности труда, (г. Москва) Индекс ОВР, %	$90 \leq \text{ОВР} \leq 100$	$60 < \text{ОВР} \leq 90$	$\text{ОВР} \geq 60$

Представленная в табл. 2 информация может быть полезна службе охраны труда ПАО «Євраз Суха Балка» для доработки Стандарта ООО Євраз Холдинг «Об оценке рисков в области охраны труда», так как для эффективной трудоохранной деятельности считаем целесообразным использовать не один метод оценки рисков в области охраны труда, а их комплекс. Рассмотренные методы позволят разработать карты риска по всем рабочим местам в условиях шахт с целью установления наиболее травмоопасных и разработать мероприятия, направленные на снижение риска до приемлемых значений.

Выводы и направления дальнейших исследований. Снизить производственный травматизм, профессиональную заболеваемость и укрепить лидерские позиции ООО «Холдинг ЄВРАЗ» в области охраны труда и промышленной безопасности в современных условиях возможно только за счет адаптации стандартов к местным условиям, исключение формального подхода и субъективизма при проведении оценки рисков, применения знаний работниками службы охраны труда и линейного руководства предприятия о методах выявления и управления рисками в области охраны труда в условиях горных предприятий.

Оценка и управление рисками, однозначно более сложный процесс, чем простое соблюдение установленных государственных требований. Только с помощью современных методов изучения рисков в области охраны труда, возможно определить приоритеты государственной социальной политики, разработать адекватную рыночным отношениям модель управления охраной труда.

Список літератури

1. Концепція Державної цільової науково-технічної програми розвитку та реформування гірничо-металургійного комплексу України на період до 2020 року.
2. Директиви Європейського Союзу 89/391-ЕЕС.
3. Стандарта ДСТУ ОHSAS 180001 – 2007.
4. Директиви Международной организации труда (МОТ).
5. **В.В. Тихоненко** Идентификация опасностей и оценка профессиональных рисков на АЭС / **Тихоненко В.В.** // Проблемы безопасности атомных электростанций и Чернобиля. – Вып. 13, 2010. – С. 60-69.
6. **Лагутин К.И., Напольских С.А., Кузнецов А.В., Сухарев А.Г., Рябов Н.И.** и др. Разработка и реализация первоочередных мер по снижению критических рисков травмирования в основных подразделениях ОАО «Высокогорский ГОК»// Библиотека горного инженера-руководителя. – М.: Горная книга, Вып.11, 2011. – 48 с.
7. **Калкис В., Кристиньш И., Роя Ж.** Основные направления оценки рисков рабочей среды, Рига: SIA «Jelgavas tipografija»– 2005. – 72 с.
8. Национальный стандарт РФ ГОСТ Р 12.0.010-2009 "Система стандартов безопасности труда. Системы управления охраной труда. Определение опасностей и оценка рисков" (утв. [приказом](#) Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 10 декабря 2009 г. № 680-ст), Дата введения - 1 января 2011 г.
9. **Г.Г. Гогіташвілі, Є.Т. Карчевські, В.М. Лапін** Управління охороною праці та ризиком за міжнародними стандартами / **Гогіташвілі Г.Г., Карчевські Є.Т., Лапін В.М.** – К.: Знання, 2007. – 367 с.
10. Интернет-ресурс (методика оценки риска Нац. НИИ ОТ), 2007 г.
11. Стандарт ООО «Евраз Холдинг» «Об оценке рисков в области охраны труда(проект), 2012. – 27 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.04.12

УДК 658.38

В.О. ЧЕРЕДНІЧЕНКО, аспірантка, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦІНЮВАННЯ РИЗИКУ Є ОСНОВОЮ УПРАВЛІННЯ ОХОРОНОЮ ПРАЦІ ТА ПРОМИСЛОВОЮ БЕЗПЕКОЮ

Розглянуто результати проведеного автором комплексного обстеження факторів умов праці, які дозволяють оцінити стан безпеки у процесі виробництва та створюють наукову основу для аналізу умов праці і вироблення оперативних управлінських дій. Визначено поняття ризику, основні етапи оцінки ризику, процес управління ризиками, а також проаналізовано різноманітні методи до визначення оцінювання ризику.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В останні десятиліття в промислово розвинених країнах істотно змінився підхід до проблем забезпечення промислової безпеки та охорони праці. Не тільки підвищилися вимоги суспільства і держави відносно запобігання впливу небезпечних і шкідливих факторів на персонал, населення та навколишнє середовище, але й серед підприємців укоренилося розуміння першорядної значимості забезпечення безпеки і збереження здоров'я персоналу для успішного розвитку бізнесу.

Аналіз і оцінка стану виробничого травматизму є необхідними умовами успішного функціонування будь-якої системи, у тому числі - охорони праці. Це необхідно для того, щоб на основі динаміки судити наскільки стан системи став краще або гірше в порівнянні з базовим періодом, про виконання цільових завдань і ефективності управління, для планування профілактичних заходів. Це може бути зроблено тільки на основі комплексу цільових показників і критеріїв, їх чисельної оцінки і порівняння із заданими або базовими значеннями.

Проблема визначення об'єктивних кількісних показників, що характеризують стан (рівень) охорони праці, безпеку або небезпеку виробництва, надійність системи людина-середовище (виробниче, природне, соціальне), є актуальною і специфічною для кожного підприємства. Разом з тим, повинні бути і єдині підходи до її рішення.

Аналіз досліджень і публікацій. Вагомий вклад у розв'язання проблем поліпшення умов праці, вдосконалення нормативно-правової бази охорони праці, розробки ефективних комплексних заходів щодо поліпшення умов праці, передових методик аналізу та прогнозу стану охорони праці на підприємствах на сучасному етапі зробили вітчизняні вчені: В.Д. Афанасьєв, П.В. Бересневич, Ю.Г. Вілкул, О.Г. Вільсон, Г.Г. Гогіташвілі, Є.І. Гойзман, О.Є. Лапшин. Основний науковий внесок у розв'язання проблем, пов'язаних з оцінкою та підвищенням соціально-економічної ефективності заходів щодо поліпшення умов праці внесли вчені А.М. Амоша, М.М. Зіньковський, О.М. Костенко, О.Є. Кружилко та інші.

Останнім часом спеціалістами приділяється велика увага методу управління на основі ризиків - аналізу. Аналіз ризику як метод управління безпекою технологічних процесів і виробництв, як засіб практичної реалізації заходів щодо попередження або зменшення виробничої небезпеки повинен бути частиною системного підходу при реалізації праце охоронної політики.

Сучасні теоретичні та методологічні основи аналізу й оцінювання ризиків, пов'язаних із впливом чинників техногенного і природного характеру, всебічно розглянуто у працях Г.В. Лисиченко, В.В. Бегун. Що стосується практичного застосування, то слід відзначити, що методологічний апарат аналізу й оцінювання ризику уже використовується в окремих галузях промисловості України, зокрема для аналізу безпеки атомних електростанцій, декларування безпеки об'єктів підвищеної небезпеки.

Ідея статті полягає у використанні розроблених комплексних критеріїв, що враховують шкідливі виробничі фактори та обґрунтування виділення коштів на зниження виробничого травматизму для вдосконалення методів формування та оцінки соціально-економічної ефективності заходів щодо поліпшення умов праці.

Метою даної статті є вдосконалення методики аналізу виробничого травматизму з урахуванням ризиків виникнення нещасних випадків, а також розробка заходів його зниження.

Постановка завдання. Під час аналізу діяльності підприємства необхідно враховувати ризики, з якими воно стикається. Тому основним завданням написання цієї статті є: вивчення існуючих методів аналізу виробничого травматизму; вибір і удосконалювання методики вивчення виробничого травматизму; визначення травмонебезпечних факторів, що впливають на виробничий травматизм; вивчення існуючих методів визначення виробничих ризиків; розробка методики визначення виробничих ризиків; обґрунтування необхідності визначення виробничих ризиків, дослідження виробничих ризиків в структурному підрозділі підприємства; розробка заходів щодо попередження виробничого травматизму.

Викладення матеріалу та результати. Аналіз сучасних методів оцінювання ризику і прийняття рішень в умовах невизначеності показав, що різні автори розглядають термін «ризик» по-різному. Найчастіше з поняттям ризику пов'язують імовірність настання небажаної події. Так, у Законі України «Про об'єкти підвищеної небезпеки» наведено таке визначення ризику: «ризик - ступінь імовірності певної негативної події, яка може відбутися в певний час або за певних обставин на території об'єкта підвищеної небезпеки і/або за її межами». Таке визначення ризику зводиться до визначення імовірності реалізації аварії на об'єкті за певний проміжок часу, як правило, за рік. Для цього визначення ризику його оцінка не передбачає розрахунку збитків внаслідок реалізації негативної події.

В.А. Чалий-Прилуцький визначає ризик як дію (діяння, вчинок), що виконується в умовах вибору (у ситуації вибору в надії на щасливий вихід), коли в разі невдачі існує можливість (ступінь небезпеки) опинитися в гіршому становищі, ніж до вибору (тобто в разі невиконання цієї дії).

І.Т. Балабанов для кількісної оцінки ризику використовує статичний метод, згідно з яким критеріями ризику є середнє квадратичне відхилення та коефіцієнт варіації.

У сучасній вітчизняній та закордонній практиці для формалізації ризику (R) широко використовується модель, яка пов'язує між собою ймовірність (P) виникнення негативної події A (аварії, катастрофи) і ймовірну величину можливих наслідків (W) у результаті реалізації цієї події, а саме

$$R(A) = P(A) \cdot W(A). \quad (1)$$

Присутня у цій моделі ймовірність P(A) чисельно виражає міру можливості здійснення тієї чи іншої негативної події A, пов'язаної з невизначеною ситуацією, а ймовірну величину очікуваних наслідків W(A) внаслідок реалізації негативної події A залежить не тільки від можливих втрат (кількості загиблих, поранених, матеріальних втрат), а й від ступеня уразливості об'єкта для події A, тобто

$$W(A) = V(A) \cdot U(A), \quad (2)$$

де W(A) - ймовірну величину можливих наслідків реалізації події A; V(A) - ступінь уразливості об'єкта для події A; U(A) - умовний повний збиток внаслідок реалізації A.

Отже, підставляючи вираз (2) у формулу (1), отримуємо модель для визначення рівня ризику

$$R(A) = P(A) \cdot V(A) \cdot U(A), \quad (3)$$

де $R(A)$ - ризик (негативної події A); $P(A)$ - ймовірність, що існує визначений ризик; $V(A)$ - ймовірність, що можна уникнути ризику; $U(A)$ - категорія, що визначає ступінь ваги ризику.

Отже, формула (3) є загальною для всіх типів ризиків, які характеризуються своїми масштабами прояву. Але при її практичному використанні у кожному конкретному випадку може виникнути необхідність додаткових досліджень.

Критерієм для визначення ступеня ризику в загальному випадку повинні служити: аналіз законодавства; хронометражі робочого часу; зв'язок з нормативами по небезпечному устаткуванню; зв'язок з нормативами по пожежній безпеці; зв'язок з нормативами по охороні навколишнього середовища; аналіз травм і захворюваності на робочому місці (за останні 5 років); існуючі фактори ризику і їхні виміри (даної атестації робочих місць); наявні скарги працівників; огляд робочих місць; опитування; документування (результати різних перевірок); дані про термін експлуатації і ступеня зносу технологічного устаткування; дані про кваліфікацію і мотивацію персоналу.

Значення P і U , згідно запропонованих табл. (1 і 2), можуть бути досить об'єктивно підібрані за статистичними даними.

Таблиця 1

Наслідки збоїв (Категорія U)

Наслідки, p	Опис	Пункти
Ефекту немає	Збій, що не має ніякого серйозного впливу на процес	0
Маловажні	Дуже малий збій (ушкодження), незначно впливає на процес і безпеку	1
Малі	Збій з короткочасним ефектом, не має ризику для персоналу	2
Середньої величини	Збій, що може створити ризик для персоналу, вимагає вживання заходів без-	4
Серйозні	Збій створює серйозні перешкоди роботі, ушкодження устаткування, вимагає спеціальних мір захисту і безпеки, для усунення необхідно більш тривалий	6
Дуже серйозні	Збій створює серйозну небезпеку, можлива серйозна травма чи смерть	8
Катастрофічні	Збій створює серйозну погрозу здоров'ю великій кількості людей і т.п.	10

Таблиця 2

Можлива частота збоїв (ймовірність P)

Подія, Q	Опис	Пункти
Дуже рідко	Збій практично неможливий	0
Рідко	Збій може відбуватися один раз у два-три роки	3
Середньо	Збій може відбуватися раз у рік	5
Часто	Збій може відбуватися два-три рази у рік	8
Дуже часто	Збої можуть відбуватися часто, принаймні два-три рази на місяць	10

Таблиця 3

Обставини робочого процесу, що впливають на фактори ризику (ймовірність V)

Ступінь впливу	Характер впливу
0,6	Дана обставина, роблячи вплив повною мірою на фактор ризику, може привести до його значного зниження
0,8	Вплив даної обставини робочого процесу на фактор ризику не є максимально повним по своїй інтенсивності і може привести до часткового зниження ризику
1,0	Вплив даної обставини робочого процесу на фактор ризику незначно
1,2	Вплив даної обставини робочого процесу на фактор ризику не є максимально повним по своїй інтенсивності і може привести до часткового збільшення ризику
1,4	Дана обставина, роблячи вплив повною мірою на фактор ризику, може привести до його значного збільшення

Зібравши всю можливу інформацію про ризики й обставини робочого процесу, що впливають на фактори ризику, по групах робочих місць із приблизно однаковими умовами роботи необхідно приступати до оцінки ризику.

Після визначення величини ризику визначається ступінь ризику і дії в даному сформованому процесі:

більш 100 - зменшення ризику обов'язково. Якщо через неолік засобів немає можливості здійснити превентивні заходи, то робота в небезпечній зоні категорично забороняється;

85-100 - роботу не можна продовжувати, поки не прийняті міри для зменшення чи усунення ризику. Якщо роботу неможливо перервати, то заходи (колективні) необхідно прийняти протягом 1-3 місяців;

55-85 - необхідні заходи для зменшення ризику, але їх не обов'язково реалізовувати негайно, необхідно приймати в увагу економічні розуміння. Заходи необхідно проводити принаймні протягом 3-5 місяців після оцінки ризику;

25-55 - середній ризик, необхідно уточнити міри безпеки, установити пріоритети.;

0-25 - малий ризик, необхідний порядок організації керування роботою й охороною праці.

Для дослідження ідентифікованих ризиків на ВАТ «Кривбасзалізрудком» аналізувався період з 2006 по 2010 рік, включно.

Аналіз динаміки виробничого травматизму за період 2006-2010 років на шахтах ВАТ «Кривбасзалізрудком», як загального так і травматизму зі смертельним наслідком, показують, що починаючи з 2006 року травматизм зі смертельним наслідком має деяку тенденцію до зниження. За останній рік він знизився на 3 випадки, а рівень загального травматизму зріс на 46 випадків. Незважаючи на щорічне впровадження заходів щодо зниження кількості нещасних випадків, рівень травматизму на шахтах ВАТ «КЗРК» залишається високим.

На підставі проведеного аналізу встановлено, що найбільш небезпечними щодо травмування є такі категорії працівників, як: ГРОВ (гірничий робітник очисного вибою), прохідник, кріпильник, електрослюсар черговий та з ремонту устаткування, майстер гірничий підземний, підземний гірник. Понад 256 нещасних випадків пов'язано з цими категоріями працівників.

Аналіз виробничого травматизму за професією постраждалих в залежності від причин, що призвели до нещасного випадку, показує, що найбільше постраждало людей через невиконання вимог інструкцій з охорони праці (прохідник - 34 випадки, електрослюсар черговий та з ремонту устаткування - 14 випадків); невиконання посадових обов'язків (прохідник – 34 випадки, кріпильник - 9 випадків); порушення трудової і виробничої дисципліни (прохідник – 16 випадків, кріпильник – 10 випадків).

Аналіз травматизму за основними видами подій свідчить, що частіше за все працівники шахт ВАТ «Кривбасзалізрудком» травмуються внаслідок падіння постраждалого при пересуванні; падіння, обвалення предметів, матеріалів, породи, ґрунту; обвалення і обрушення породи, ґрунту; дія предметів та деталей, які рухаються, розлітаються, обертаються.

Аналіз травматизму по причинах свідчить, що частіше за все нещасні випадки з працівниками шахт ВАТ «Кривбасзалізрудком» трапляються внаслідок організаційних причин, а саме порушення трудової і виробничої дисципліни; невиконання посадових обов'язків; невиконання вимог інструкцій з охорони праці. Також травмування часто викликає незадовільний технічний стан виробничих об'єктів, будинків, споруд, території.

Дослідження осередків нещасних випадків в системі «подія-причина» показує, що найбільш небезпечними подіями щодо травмування є: падіння, обвалення предметів, матеріалів, породи, ґрунту (133 випадки); падіння постраждалого при пересуванні (60 випадків); дія предметів та деталей, які рухаються, розлітаються, обертаються (53 випадки); обвалення і обрушення породи, ґрунту (42 випадки).

Проаналізувавши зібраний статистичний матеріал, можна зробити наступні висновки:

найбільш небезпечними видами подій, які призвели до нещасного випадку є падіння постраждалого при пересуванні; падіння, обвалення предметів, матеріалів; дія предметів та деталей, які рухаються, розлітаються;

найчастіше випадки травматизму трапляються через незадовільний стан організації праці, а саме: порушення трудової і виробничої дисципліни; невиконання посадових обов'язків; невиконання вимог інструкції з охорони праці;

найнебезпечнішими професіями є: ГРОВ, прохідник, кріпильник, електрослюсар, підземний гірник.

Одержані висновки дозволили визначити основні напрямки для розробки заходів щодо поліпшення умов праці та зниження травматизму на шахтах ВАТ «КЗРК».

На основі проведених досліджень по професії - кріпильник небезпечними чинниками є травмування падінням шматків породи, інтенсивність та тяжкість праці при використуванні

традиційних металевих рам та використання матеріалів для забутовки. Радикальним виходом з цієї ситуації, яка призведе до значного зниження ризику травмування від падіння є використання технічних засобів, враховуючи, що кваліфікація персоналу не може бути зниженою у короткі терміни. Проаналізувавши можливі технічні засоби вважаю задоцільним використання при виконанні робіт по кріпленні виробок висувної кріпії та анкерів типу «Swellix». Це дозволить знизити імовірну частоту збоїв, а також переважно вагомо полегшити тяжкість праці, отже, зменшити втомлюваність кріпильника. Важливим фактором для зниження травматизму є впровадження промислової дисципліни серед працівників шахт. Для підвищення відповідальності і профілактики порушень вимог безпеки та зниження рівня травматизму на підприємстві впроваджено ввести систему відривних талонів. Кожному працівникові при проходженні первинного інструктажу видається картка з чотирма відривними талонами. За порушення нормативно – правових актів з охорони праці талони вилучаються. Залежно від кількості вилучених талонів, працівнику призначається позачергова перевірка знань, зменшується розмір премії, оголошується догана. Якщо вилучаються всі чотири талони, порушника звільняють з роботи.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Методологія аналізу та оцінювання ризиків аварій на промислових об'єктах активно розвивається, тому розробка нових і вдосконалення існуючих підходів, моделей і методик оцінювання ризиків аварій, комп'ютерна їх реалізація залишається для нашої держави актуальним завданням.

Визначення оцінок ризиків аварій має ґрунтуватися на результатах контролю технічного стану потенційно небезпечних об'єктів, статистичних даних про аварії і надзвичайні ситуації техногенного характеру, комплексного моніторингу небезпечних геологічних і гідрометеорологічних процесів, стану природних комплексів, а також на результатах моделювання відповідних небезпечних подій та ситуацій, їх впливу на здоров'я населення.

Застосування показника ризику дає змогу порівнювати дію небезпечних чинників різної природи, визначати, з урахуванням внеску кожного окремого чинника, інтегральний ступінь небезпеки будь-якого промислового об'єкта.

Застосування методології оцінювання ризику дає можливість розробляти механізми і стратегію різних регулюючих заходів щодо підвищення безпеки промислових об'єктів; встановлювати межі варіабельності величин ризику і невизначеностей, пов'язаних з обмеженістю початкових даних або з невирішеністю наукових проблем.

Список літератури

1. **Бизов В. Ф.** Охорона праці в гірництві : підручник [для студ. вищ. навч. закл.] / В. Ф. Бизов, О. Є. Лапшин. Кривий Ріг : Мінерал, 2001. - 251 с.
2. **Варення Г.** Управление рисками несчастных случаев как аксиома трудовой деятельности / Г. Варення // Охрана труда. - 2004. - № 4. - С. 22-24.
3. **Водяник А. О.** Вплив на ризики травмування на виробництві факторів зовнішнього середовища / А. О. Водяник, К. Н. Ткачук // Вісник Криворізького технічного університету. 2005. Вип. 8. С. 156-159.
4. **Глібчук В. М.** Сутність ризику як економічної категорії / В. М. Глібчук // Львівська політехніка. Вісник... - 2007. - № 599. - С. 102-107.

Рукопис подано до редакції 19.03.12

УДК 624.042.7

К.М. РОМАНЕНКО, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ПІДСИЛЕННЯ ПРОСТОРОВОЇ КОНСТРУКЦІЇ ПРОМИСЛОВОЇ СПОРУДИ

Наведено реалізацію розрахунків на сейсмостійкість просторової моделі промислової споруди в ПК «ЛИРА 9.6». Проаналізовано напружено-деформований стан споруди при сейсмічності 7, 8 та 9 балів. За результатами досліджень зроблені висновки.

Вступ. Землетруси - це одні з найбільш масштабних природних катастроф, що приводять до значних людських втрат і викликають спустошливі руйнування на величезних просторах.

Сейсмічні райони в яких можуть відбутися підземні поштовхи 6-9 балів, займають близько 20% території України. [1]. Сейсмічна небезпека території України також пов'язана з техногенним впливом виробничих процесів в різних регіонах країни, обумовлених розробкою родовищ

корисних копалин. Поява тисяч свердловин, шахт, кар'єрів сприяла значному зниженню сейсмічності ґрунтів і гірських порід майже на 70 % території України, особливо на Криворіжжі, в Донбасі та Прикарпатті, а на ослаблених ґрунтах навіть при 6 балах можуть відбутися великі руйнування (відомо, що техногенні фактори можуть підсилити землетрус на 1-1,5 бала за шкалою Ріхтера). Тому перед будівельною галуззю надзвичайно актуальним постає питання сейсмосахисту будівель та споруд.

Щодо Криворізького залізорудного басейну, то тут актуальні техногенні впливи, обумовлені розробкою родовищ корисних копалин - адже місто Кривий Ріг є промисловим центром Дніпропетровської області і його основними об'єктами є гірничо-збагачувальні комбінати. На цих підприємствах багато будівель та споруд, що мають довжину, яка перевищує 30 м. В основному цими спорудами є цехи та склади.

Оскільки основні гірничо-збагачувальні комбінати Криворізького залізорудного басейну були спроектовані та побудовані в період з 1938 по 1970 рік, то вони були розраховані за старими будівельними нормами та вже не відповідають вимогам ДБН 2006 року [1]. В цих нормах, у порівнянні з попередніми, відбулися деякі зміни: по-перше - значно змінилася розрахункова сейсмічність районів (була підвищена на 1-2 бали), а по-друге - підвищилися вимоги до розрахунків як при визначенні сейсмічних навантажень так і при оцінюванні несучої здатності конструкцій.

Отже, необхідно провести моделювання та розрахунок на сейсмічність протяжної в плані споруди, враховуючи підвищення сейсмічності району та зміни вимог до розрахунків, відповідно [1, 4].

Аналіз останніх досліджень. Вивченню роботи підсиленних залізобетонних конструкцій присвятили свої роботи Л.В. Афанасьєва, А.Я. Барашиков, С.В. Бондаренко, Б.А. Боярчук, О.І. Валовой, О.Б. Голишев, О.Д. Журавський, П.И. Кривошеєв, Е.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. Касссбех, Г.В. Чанг, Л.М. Лі, М.А. Максур та ін.

Постановка мети і задач дослідження. Метою поставлених досліджень було проведення математичного експерименту та з'ясування ефективності підсилення промислової споруди до проектних значень.

Методика досліджень. З огляду на зазначену мету, було проведеної цілеспрямований математичний експеримент по підсиленню промислової споруди до проектних значень. За результатами проведеного розрахунку зроблені деякі висновки.

Результати досліджень. Об'єктом досліджень є склад концентрату №1, який відноситься до споруд збагачувальної фабрики ІнГЗК.

Технічна документація складу концентрату №1 ІнГЗК була розроблена в 1963 р. ГПП «Приднепровський Промстройпроект» та ГПП «Днепрпроектстальконструкция». Будівництво складу було здійснено в 1969 р. генпідрядною організацією - трестом «Кривірожаглобуд» при залученні спеціалізованих управлінь тресту «Криворіжстальконструкция» та ін.

Вихідними параметрами для проектування складу є дані, отримані за результатами обстеження [2] (рис.1-3), але без урахування експлуатаційних пошкоджень, що є моделюванням конструкції, відновленої до проектних значень.

Розрахунки здійснюють за допомогою ПК «ЛИРА 9.6» відповідно до рекомендацій [3] та вимог [1].

У ПК «ЛИРА 9.6» задають типи жорсткостей, відповідні конструктивним елементам рами:

стержні ферм складаються з симетрично розташованих парних кутиків (рис. 3).

двогілкові колони, в свою чергу, складаються з перерізів різного типу: перерізу надкранової частини (600×700 мм), перерізу гілок (600×400 мм) та перерізу розпірок (150×150 мм).

Оскільки колони складу жорстко затиснені в окремо розташовані стовбчасті фундаменти стаканого типу, то при моделюванні задають в нижніх вузлах колон в'язі X, Y, Z, UX, UY та UZ .

Просторову схему рами складу наведено на рис. 4.

Далі виконують збір навантажень на конструктивні елементи складу відповідно [4].

Несучими елементами складу є його колони. На колони діють постійні навантаження, які складаються з ваги елементів покриття й стінових панелей, підкранових балок, кранового шляху та власної ваги надкранової й підкранової частин колони. На колони також діють тимчасові навантаження, які складаються з снігових, кранових й вітрових навантажень, які в ПК «ЛИРА 9.6» задають прикладеними до відповідних поверхонь або ж вузлів.

Далі досліджують поведінку конструкції при розрахунковому сейсмічному навантаженні 7,

8 та 9 балів. Це пов'язано з тим, що останнім часом в Криворізькому залізорудному басейні значно знизилася сейсмостійкість ґрунтів, чому сприяли постійні вибухові роботи в кар'єрах та підземні підробки. А такі техногенні чинники можуть підсилювати землетрус на 1-1,5 бали, тобто довести його силу до 6-8 балів.

Оскільки споруда не відноситься до особо відповідальних, розрахунок горизонтального сейсмічного навантаження S_{ki} , прикладеного до точки k виконується за спектральним методом (формула (1), [1]).

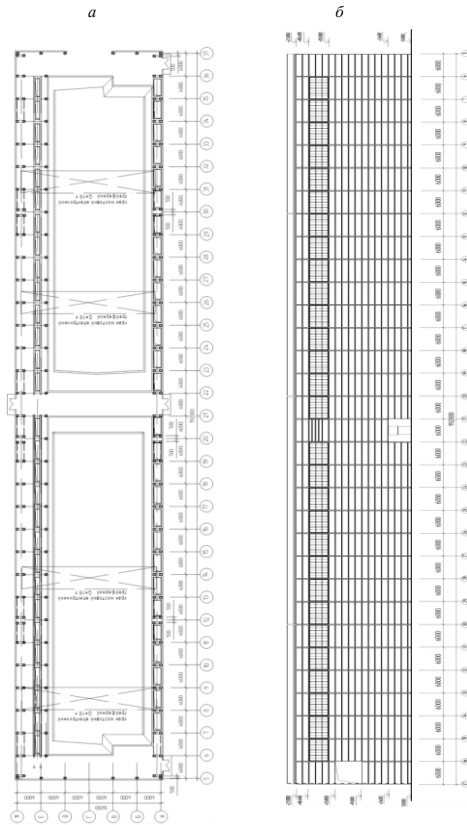


Рис. 1. План на відмітці 0.000 a та фасад складу концентрату №1 в осях 37-5 по ряду Ж б

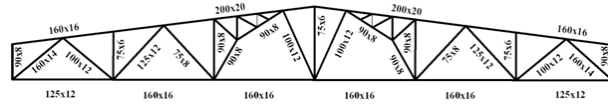


Рис. 2. Поперечний переріз споруди складу концентрату № 1: 1 - ферма; 2 - колона каркасу; 3 - підкранова балка; 4 - бункерна естакада; 5 - бункер; 6 - концентрат

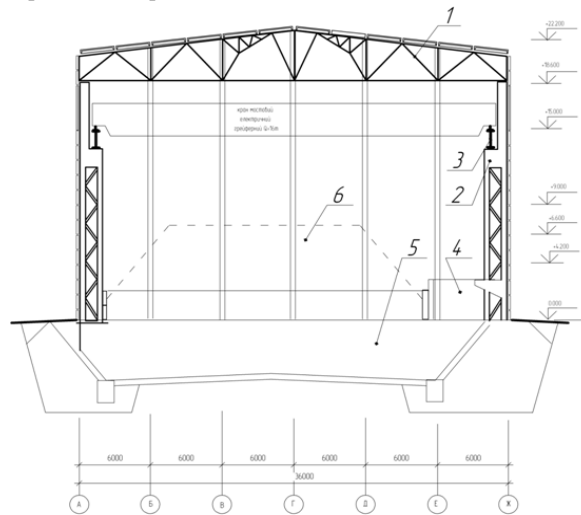


Рис. 3. Схема рядової ферми з зазначенням кутиків (розміри кутиків зазначені в мм)

У результаті розрахунків, отримують переміщення в вузлах рами, внутрішні зусилля та інерційні сили, що виникають при сейсмічних навантаженнях.

Розраховують максимально допустиме горизонтальне переміщення правого верхнього вузла залізобетонної колони рами складу (вузол № 29 на рис. 4а).

З табл. 2 [1] отримують допустиме значення для залізобетонних конструкцій

$$\Delta k = 1/150, \tag{1}$$

де Δk - відношення горизонтальних переміщень верхнього вузла конструкції відносно нижнього вузла до її висоти.

Отже, максимально допустиме горизонтальне переміщення вузла буде дорівнюватися добутку Δk на його висоту, м

$$(1/150) \cdot 18,6 = 0,124.$$

За результатами розрахунку, до таблиці 1 заносимо відомості про переміщення верхнього вузла колони складу концентрату від дії сейсмічних навантажень (вузол №29 на розрахунковій схемі, рис. 4а).

Таблиця 1

Переміщення вузла № 29 (рис. 4а) від сейсмічних навантажень						
Сейсмічне навантаження, бали	Переміщення					
	X, мм	Y, мм	Z, мм	UX*, рад·10 ³	UY*, рад·10 ³	UZ*, рад·10 ³
7 (горизонтальний напрямок вздовж вісі X)	-16,293	-0,3021	-0,578	0,04	-0,017	-1,51
8 (горизонтальний напрямок вздовж вісі X)	-32,586	-0,604	-1,156	0,087	-0,344	-3,02
9 (горизонтальний напрямок вздовж вісі X)	-96,665	-1,813	-3,459	0,262	-1,242	-9,062
9 (вертикальний напрямок вздовж вісі Z)	Незначні (менше одиниці)					

*Примітка UX, UY та UZ – обертання навколо вісі X, Y та Z відповідно

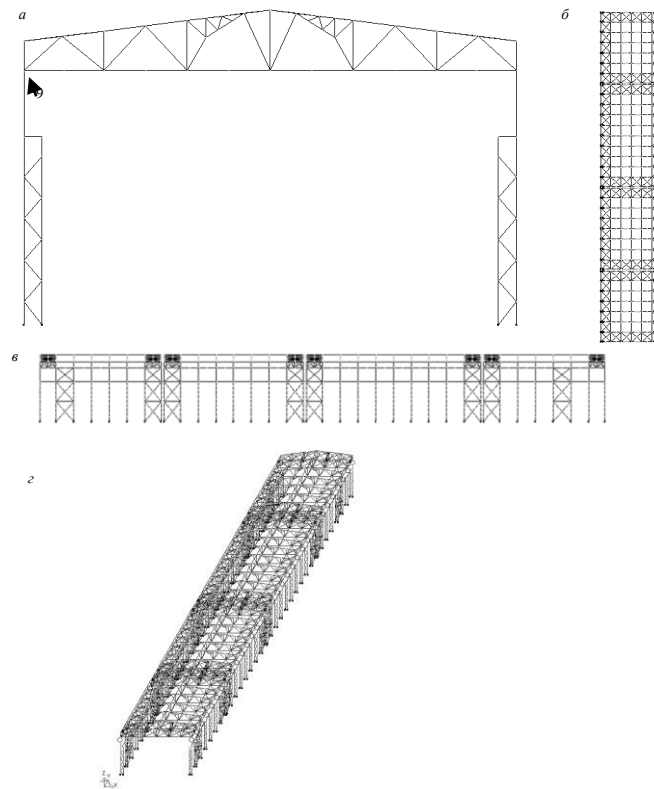


Рис. 4. *a* - проекція на площину XOZ ; *b* - проекція на площину XOY ;
c - проекція на площину YOZ ; *d* - ізометрична проекція

Як видно з результатів розрахунку, навіть максимальні переміщення вузла не перевищують допустимих значень (124 мм), вертикальні й горизонтальні переміщення при вертикальних сейсмічних навантаженнях не перевищують одиниці.

Далі перевіряють значення напружень в перерізах залізобетонних колон та порівнюють їх з допустимими значеннями. Міцність на стиск бетону В25 дорівнює 18,5 МПа, міцність на розтяг - $1/10$ - $1/17$ міцності на стиск, тобто - 1,088 МПа, межа міцності при згині дорівнює $1/6$ - $1/10$ міцності на стиск, тобто - 1,85 МПа (приймаємо найнижчі показники).

Максимально допустиме зусилля на розтяг в елементі колони перерізом 0,4 на 0,6 м, розраховують за формулою (3)

$$\sigma = F/A, \quad (2)$$

де F - зовнішнє навантаження, протидією якому є внутрішнє зусилля N , кН; A - площа поперечного перерізу елемента колони, м².

Слід зауважити, що напруження в елементі колони не повинно перевищувати допустиме значення $[\sigma_p] = 1,088$ МПа.

Тоді з формули (2) отримаємо

$$N \leq [N] = [\sigma_p] \cdot A, \quad (3)$$

Отже

$$N \leq [N] = 1,088 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,6 = 261 \text{ кН}$$

Отримані результати розрахунку в ПК «ЛИРА 9.6», які перевищують це значення наведені в табл. 2. Необхідно зауважити, що ці зусилля виникають в елементах колони біля фундаменту та в тих колонах, на які діють кранові навантаження.

Таблиця 2

Розтягуючі зусилля в елементах колони від дії сейсмічних навантажень

Навантаження	Розрахункова сейсмічність будівельного майданчика, в балах	Максимальні зусилля, кН
6	7	514,36
7	8	1028,73
8	9	2057,46

Як видно з результатів розрахунку, розтягуючі зусилля в елементах колони складу від сейсмічних навантажень, навіть після їх відновлення до проектних значень, перевищують допустимі значення при розрахунковій сейсмічності будівельного майданчика навіть 7 балів. Але такі великі зусилля виникають лише в тих колонах, на які діють кранові навантаження (якщо всі чотири крана розташувати послідовно один за одним від переднього торця).

Далі перевіряють чи не перевищують напруження від інерційних сил допустимі значення. Слід зауважити, що найбільші інерційні сили від сейсмічних навантажень виникатимуть у вузлах, до яких прикладене кранове навантаження та вага підкранової балки.

$$\sigma_{\max} = (M_{32} / W_y) \leq [\sigma_{32}] = 1,85 \text{ МПа}, \quad (4)$$

де W_y - момент опору перерізу при згині, м^3 ; M_{32} - згинальний момент, $\text{кН} \cdot \text{м}$;

$$W_y = I_y / x_{\max}, \quad (5)$$

де I_y - момент інерції перерізу, м^4 ; x_{\max} - відстань між центром перерізу та максимально віддаленою від центра точкою по осі x , м (рис. 5).

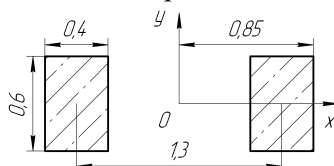


Рис. 5. Поперечний переріз підкранової частини колони складу

Зважаючи на те, що переріз працює без тріщин, вважаємо можливим розрахунок за пружною стадією. При цьому впливом арматури можна знехтувати

$$I_y = \sum (I_{yc_i} + x_{c_i}^2 \cdot A_i), \quad (6)$$

$$I_y = 2 \cdot \left(\frac{h \cdot b^3}{12} + (0,65^2 \cdot b \cdot h) \right),$$

$$I_y = 2 \cdot \left(\frac{0,6 \cdot 0,4^3}{12} + (0,65^2 \cdot 0,4 \cdot 0,6) \right) = 0,2092 \text{ м}^4$$

Тоді

$$W_y = \frac{0,2092}{0,85} = 0,246 \text{ м}^3; M_{32} = F_{\max} \cdot l, \quad (7)$$

де $l=13,64 \text{ м}$ - відстань до вузла колони (висота).

Підставивши отримані дані в формулу 4, отримаємо

$$\sigma_{\max} = \frac{F_{\max} \cdot 13,64}{0,246} \leq [\sigma_{32}] = 1,85 \text{ МПа}$$

Звідки визначимо максимально допустиме значення інерційної сили

$$F_{\max} \leq [F] = \frac{[\sigma_{32}] \cdot 0,246}{13,64};$$

$$F_{\max} \leq [F] = 33 \text{ кН}.$$

Отримані максимальні значення інерційних сил за результатами розрахунків в ПК «ЛИРА 9.6», зазначені в табл. 3.

Таблиця 3

Сейсмічне навантаження, бали	Інерційні сили від сейсмічних навантажень					
	Максимальні інерційні сили					
	X, кН	Y, кН	Z, кН	UX, кН·м	UY, кН·м	UZ, кН·м
7	6,14	0,04	0,001	Незначні (менше одиниці)		
8	12,29	0,07	0,003			
9	36,86	0,22	0,005			

Отже, як видно з результатів розрахунку, міцність на згин не забезпечена лише при розрахунковій сейсмічності 9 балів.

Форма коливання моделі складу, при якій виникають максимальні інерційні сили зображена на рис. 5 (масштаб переміщень збільшено у 315 разів).

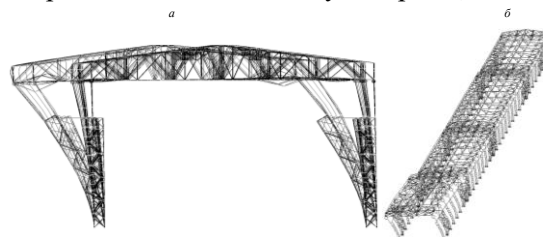


Рис. 5. Переміщення складу (масштаб переміщень збільшено):

a - проекція на площину XOZ ; b - ізометрична проекція

Висновки та напрямок подальших досліджень. У результаті проведеного математичного

експерименту, можна зробити висновки:

при відновленні колон до проектних параметрів, переміщення верхнього вузла не перевищують допустимі значення;

міцність на стиск забезпечено;

міцність на розтяг, навіть після відновлення, вже при сейсмічності в 7 балів - не забезпечується;

міцність на згин після відновлювальних робіт не забезпечується лише при сейсмічності в 9 балів.

Це пов'язано з тим, що проектування складу проводилося 49 років тому. У той час проектування, як правило, велося за плоскими розрахунковими схемами та за старими будівельними нормами, які не відповідають вимогам ДБН 2006 року [1]. У цих нормах, порівняно з попередніми, відбулися деякі зміни: по-перше - значно змінилася розрахункова сейсмічність районів (була підвищена на 1-2 бали), а по-друге - підвищилися вимоги до розрахунків як при визначенні сейсмічних навантажень, так і при оцінюванні несучої здатності конструкцій.

Виходячи з усього зазначеного, відновлення складу концентрату №1 ВАТ «ІнГЗК» до проектних значень недостатнє.

Отже, для будівельних майданчиків з розрахунковою сейсмічністю понад 7 балів необхідне превентивне підсилення подібних споруд понад проектні значення. Це питання буде реалізовано в подальших дослідженнях.

Список літератури

1. ДБН В.1.1-12:2006. Будівництво в сейсмічних районах України. К. 2006. – 84 с.
2. Отчет о научно исследовательской работе «Общее и динамическое обследование строительных конструкций. Оценка технического состояния конструктивных элементов зданий. Разработка рабочей документации на ремонтно-восстановительные работы. Составление паспортов технического состояния зданий: склада концентрата №1; корпуса 3-4 стадии дробления; пульпонасосной станции №1». Склад концентрата №1. 2005. - 299с.
3. ЛИРА 9.2. Примеры расчета и проектирования. Учебн. пособие. **М.С. Барабаш, Ю.В. Гензерский, Д.В. Марченко, В.П. Титок** - К.: издательство «Факт», 2005. – 106 с.: ил., Комп'ютерні технології проектування залізобетонних конструкцій: Навч.посібн. / **Ю.В. Веружський, В.І. Колчунов, М.С. Барабаш, Ю.В. Гензерський.** – К.: Книжк. вид. НАУ, 2006. – 808 с.
4. Норми проектування. Система забезпечення надійності та безпеки будівельних об'єктів. Навантаження і впливи: ДБН В.1.2-2:2006. [Чинний від 2007.01.01]. м К.: 2006. – 60 с.

Рукопис подано до редакції 22.04.12

УДК 621-752: 622.233.65

А.А. БОНДАРЕЦ, старший преподаватель, С.И. НЕЙМИРКО, ассистент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ДВУХМАССОВОГО ВИБРОЗАЩИТНОГО УСТРОЙСТВА ПЕРЕНОСНОГО ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ПЕРФОРАТОРА С НЕЗАВИСИМЫМ ВРАЩЕНИЕМ ИНСТРУМЕНТА С УЧЕТОМ ВЯЗКОГО ТРЕНИЯ

Рассмотрена двухмассовая виброзащитная система переносного пневматического перфоратора с независимым вращением инструмента. Приведено решение системы дифференциальных уравнений, описывающих двухмассовую виброзащитную систему с учетом коэффициентов вязкого трения в ступенях.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Современные технологии добычи железной руды и других полезных ископаемых определяет комплекс мероприятий по повышению технического уровня горных машин и оборудования, что в обязательном порядке предполагает и повышение уровня вибрационной защиты операторов, работающих с данной техникой. Особенно актуальна проблема вибрационной защиты для бурильщиков, эксплуатирующих переносные пневматические перфораторы, в частности новое поколение перфораторов с независимым вращением инструмента на основе планетарно-роторных вращателей, применяемых для бурения шпуров при проведении буровзрывных работ в горных выработках с ограниченным рабочим пространством. Вибрационные характеристики являются одними из основных эргономических показателей, которые входят в состав основных технических характеристик переносных пневматических перфораторов, которые регламентируются государственными стандартами и техническими услови-

ями, поэтому их улучшение обеспечивает и повышение технического уровня и качества переносных пневматических перфораторов в целом.

Анализ исследований и публикаций. Для уменьшения влияния вредного воздействия локальной вибрации на операторов пневматических перфораторов применяются виброзащитные устройства, большинство из которых создавались экспериментальным путем, ввиду отсутствия действенных методик их расчета.

Выпускаемые серийно виброзащитные устройства перфораторов реализуют как правило одномассовые системы виброзащиты. В работе [1] была рассмотрена перспективная система виброзащиты переносного пневматического перфоратора на базе двухмассовой системы с промежуточной массой, а работе [2] - двухмассовая система виброзащиты на базе динамического гасителя. Выполненные на основании данных зависимостей опытные образцы виброзащитных устройств, реализующих обе схемы, при испытаниях подтвердили правильность теоретических исследований.

Постановка задачи. В работе [2], для упрощения расчетов вычисления были проведены без учета коэффициента вязкого трения в одной из ступеней. Для получения более объективных зависимостей для расчета коэффициентов виброизоляции при исследовании двухмассовых систем виброзащиты нового поколения переносных пневматических перфораторов с независимым вращением инструмента на основе планетарно-роторных вращателей и были проведены нижеприведенные теоретические исследования.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим динамическую модель виброзащитной рукоятки перфоратора как двухмассовую колебательную систему с вязким трением (рис. 1).

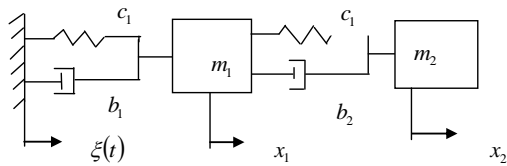


Рис. 1. Динамическая модель виброзащитной рукоятки перфоратора

Согласно [1-2], данная динамическая модель описывается системой дифференциальных уравнений (1)

$$\begin{cases} m_1 \ddot{x}_1 - b_2 (\dot{x}_2 - \dot{x}_1) + b_1 (\dot{x}_1 - \dot{\xi}) - c_2 (x_2 - x_1) + \\ + c_1 (x_1 - \xi) = 0 \\ m_2 \ddot{x}_2 + b_2 (\dot{x}_2 - \dot{x}_1) + c_2 (x_2 - x_1) = 0, \end{cases} \quad (1)$$

где x_1 и x_2 - абсолютные перемещения масс первой и второй ступени; m_1 и m_2 - массы первой и второй ступени; c_1 и c_2 - коэффициенты жесткости в ступенях; b_1 и b_2 - коэффициенты вязкого трения в ступенях; ξ - перемещение корпуса перфоратора на основной частоте ($\xi(t) = \xi_0 \sin \omega t$).

Найдем решение системы (1)

пусть $\dot{x}_1 = y_1$; $\dot{x}_2 = y_2$; $\ddot{x}_1 = \dot{y}_1$; $\ddot{x}_2 = \dot{y}_2$, тогда

$$\begin{cases} m_1 \dot{y}_1 - b_2 (y_2 - y_1) + b_1 (y_1 - \dot{\xi}) - c_2 (x_2 - x_1) + c_1 (x_1 - \xi) = 0 \\ m_2 \dot{y}_2 + b_2 (y_2 - y_1) + c_2 (x_2 - x_1) = 0. \end{cases} \quad (2)$$

Приводим к форме Коши

$$\begin{cases} m_1 \dot{y}_1 = -(b_1 + b_2) y_1 + b_2 y_2 - (c_1 + c_2) x_1 + c_2 x_2 + b_1 \dot{\xi} + c_1 \xi \\ m_2 \dot{y}_2 = b_2 y_1 - b_2 y_2 + c_2 x_1 - c_2 x_2 \\ \dot{x}_1 = y_1 \\ \dot{x}_2 = y_2 \end{cases}$$

или

$$\begin{cases} \dot{y}_1 = -\frac{(b_1 + b_2)}{m_1} y_1 + \frac{b_2}{m_1} y_2 - \frac{(c_1 + c_2)}{m_1} x_1 + \frac{c_2}{m_1} x_2 + \frac{b_1}{m_1} \dot{\xi} + \frac{c_1}{m_1} \xi \\ \dot{y}_2 = \frac{b_2}{m_2} y_1 - \frac{b_2}{m_2} y_2 + \frac{c_2}{m_2} x_1 - \frac{c_2}{m_2} x_2 \\ \dot{x}_1 = y_1 \\ \dot{x}_2 = y_2 \end{cases} \quad (3)$$

Введем обозначения

$$a_{11} = -\frac{b_1 + b_2}{m_1}; a_{12} = \frac{b_2}{m_1}; a_{13} = -\frac{c_1 + c_2}{m_1}; a_{14} = \frac{c_2}{m_1};$$

$$a_{21} = \frac{b_2}{m_2}; a_{22} = -\frac{b_2}{m_2}; a_{23} = \frac{c_2}{m_2}; a_{24} = -\frac{c_2}{m_2}.$$

Введем матрицы

$$A = \begin{pmatrix} a_{11} & a_{12} & a_{13} & a_{14} \\ a_{21} & a_{22} & a_{23} & a_{24} \\ 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 \end{pmatrix}; Z = \begin{pmatrix} y_1 \\ y_2 \\ x_1 \\ x_2 \end{pmatrix}; \dot{Z} = \begin{pmatrix} \dot{y}_1 \\ \dot{y}_2 \\ \dot{x}_1 \\ \dot{x}_2 \end{pmatrix}; \bar{F}(t) = \begin{pmatrix} \frac{b_1}{m_1} \xi + \frac{c_1}{m_1} \xi \\ 0 \\ 0 \\ 0 \end{pmatrix},$$

чтобы применить матричную запись системы дифференциальных уравнений [3]

$$\dot{Z} = A \cdot Z + F(t). \quad (4)$$

Решаем однородное уравнение

$$\dot{Z} = A \cdot Z, \quad (5)$$

$$|A - \lambda \cdot E| = \begin{vmatrix} a_{11} - \lambda & a_{12} & a_{13} & a_{14} \\ a_{21} & a_{22} - \lambda & a_{23} & a_{24} \\ 1 & 0 & -\lambda & 0 \\ 0 & 1 & 0 & -\lambda \end{vmatrix} = 0.$$

После преобразований находим форму характеристического уравнения

$$\lambda^4 - \lambda^3(a_{11} + a_{23}) + \lambda^2(a_{11}a_{22} - a_{12}a_{21} - a_{24} - a_{13}) + \lambda(a_{11}a_{24} - a_{21}a_{14} - a_{12}a_{23} + a_{13}a_{22}) + a_{13}a_{24} - a_{23}a_{14} = 0. \quad (6)$$

Решая характеристическое уравнение (6) определим четыре корня $\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3, \lambda_4$.
Находим собственные векторы, обозначив

$$Z = \begin{pmatrix} y_1 \\ y_2 \\ x_1 \\ x_2 \end{pmatrix},$$

Пусть $\lambda = \lambda_1$. тогда

$$y_1^{(1)} = C_1^{(1)} e^{\lambda_1 t}; y_2^{(1)} = C_2^{(1)} e^{\lambda_1 t};$$

$$x_1^{(1)} = C_3^{(1)} e^{\lambda_1 t}; x_2^{(1)} = C_4^{(1)} e^{\lambda_1 t}.$$

Подставляем в характеристическое уравнение (6) (осталось три уравнения)

$$\begin{cases} (a_{11} - \lambda_1)C_1^{(1)} + a_{12}C_2^{(1)} + a_{13}C_3^{(1)} + a_{14}C_4^{(1)} = 0 \\ C_1^{(1)} - \lambda_1 C_3^{(1)} = 0 \\ C_2^{(1)} - \lambda_1 C_4^{(1)} = 0 \\ (a_{11} - \lambda_1)C_1^{(1)} + a_{12}C_2^{(1)} + a_{13}C_3^{(1)} = -a_{14}C_4^{(1)} \\ C_1^{(1)} - \lambda_1 C_3^{(1)} = 0 \\ C_2^{(1)} - \lambda_1 C_4^{(1)} = 0. \end{cases}$$

Пусть $C_4^{(1)} = 1$, тогда

$$\begin{cases} (a_{11} - \lambda_1)C_1^{(1)} + a_{12}C_2^{(1)} + a_{13}C_3^{(1)} = -a_{14} \\ C_1^{(1)} - \lambda_1 C_3^{(1)} = 0 \\ C_2^{(1)} - \lambda_1 = 0 \end{cases}$$

$$\begin{aligned}
C_2^{(1)} &= -\lambda_1; & (a_{11} - \lambda_1)C_1^{(1)} + a_{13}C_3^{(1)} &= -a_{14} + \lambda_1 a_{12}; \\
C_1^{(1)} - \lambda_1 C_3^{(1)} &= 0, \text{ отсюда } C_1^{(1)} = \lambda_1 C_3^{(1)} & (a_{11} - \lambda_1)\lambda_1 C_3^{(1)} + a_{13}C_3^{(1)} &= -a_{14} + \lambda_1 a_{12} \\
C_3^{(1)}(\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}) &= \lambda_1 a_{12} - a_{14} & C_1^{(1)} &= \frac{\lambda_1(\lambda_1 a_{12} - a_{14})}{\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}}; & C_2^{(1)} &= -\lambda_1; \\
C_3^{(1)} &= \frac{\lambda_1 a_{12} - a_{14}}{\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}}; & C_4^{(1)} &= 1 & x_1^{(1)} &= \frac{\lambda_1 a_{12} - a_{14}}{\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_1 t}; & x_2^{(2)} &= e^{\lambda_1 t}; \\
y_1^{(1)} &= \frac{\lambda_1(\lambda_1 a_{12} - a_{14})}{\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_1 t}; & y_2^{(1)} &= -\lambda_1 e^{\lambda_1 t}.
\end{aligned}$$

Аналогично, принимая $i=2,3,4$, можно получить

$$x_1^{(i)} = \frac{\lambda_i a_{12} - a_{14}}{\lambda_i(a_{11} - \lambda_i) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_i t}; \quad x_2^{(i)} = e^{\lambda_i t}; \quad y_1^{(i)} = \frac{\lambda_i(\lambda_i a_{12} - a_{14})}{\lambda_i(a_{11} - \lambda_i) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_i t}; \quad y_2^{(i)} = -\lambda_i e^{\lambda_i t}.$$

Таким образом, общее решение однородной системы имеет вид

$$\begin{aligned}
x_1 &= C_1 \frac{\lambda_1 a_{12} - a_{14}}{\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_1 t} + C_2 \frac{\lambda_2 a_{12} - a_{14}}{\lambda_2(a_{11} - \lambda_2) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_2 t} + \\
&+ C_3 \frac{\lambda_3 a_{12} - a_{14}}{\lambda_3(a_{11} - \lambda_3) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_3 t} + C_4 \frac{\lambda_4 a_{12} - a_{14}}{\lambda_4(a_{11} - \lambda_4) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_4 t} \\
x_2 &= C_1 e^{\lambda_1 t} + C_2 e^{\lambda_2 t} + C_3 e^{\lambda_3 t} + C_4 e^{\lambda_4 t}. \\
y_1 &= C_1 \frac{\lambda_1(\lambda_1 a_{12} - a_{14})}{\lambda_1(a_{11} - \lambda_1) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_1 t} + C_2 \frac{\lambda_2(\lambda_2 a_{12} - a_{14})}{\lambda_2(a_{11} - \lambda_2) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_2 t} + \\
&+ C_3 \frac{\lambda_3(\lambda_3 a_{12} - a_{14})}{\lambda_3(a_{11} - \lambda_3) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_3 t} + C_4 \frac{\lambda_4(\lambda_4 a_{12} - a_{14})}{\lambda_4(a_{11} - \lambda_4) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_4 t} \\
y_2 &= -C_1 \lambda_1 e^{\lambda_1 t} - C_2 \lambda_2 e^{\lambda_2 t} - C_3 \lambda_3 e^{\lambda_3 t} - C_4 \lambda_4 e^{\lambda_4 t}.
\end{aligned}$$

Находим частное решение

$$\xi(t) = \xi_o \sin \omega t; \quad \dot{\xi}(t) = \xi_o \omega \cos \omega t; \quad A = \frac{b_1}{m_1} \omega \xi_o; \quad B = \frac{c_1}{m_1} \xi_o$$

$$\begin{cases} \dot{y}_1 = a_{11}y_1 + a_{12}y_2 + a_{13}x_1 + a_{14}x_2 + A \cos \omega t + B \sin \omega t \\ \dot{y}_2 = a_{21}y_1 + a_{22}y_2 + a_{23}x_1 + a_{24}x_2 \\ \dot{x}_1 = y_1 \\ \dot{x}_2 = y_2. \end{cases}$$

$$x_1 = D_1 \cos \omega t + D_2 \sin \omega t; \quad x_2 = E_1 \cos \omega t + E_2 \sin \omega t;$$

$$y_1 = -\omega D_1 \sin \omega t + \omega D_2 \cos \omega t; \quad y_2 = -\omega E_1 \sin \omega t + \omega E_2 \cos \omega t;$$

$$\dot{y}_1 = -\omega^2 D_1 \cos \omega t - \omega^2 D_2 \sin \omega t; \quad \dot{y}_2 = -\omega^2 E_1 \cos \omega t - \omega^2 E_2 \sin \omega t -$$

$$-\omega^2 D_1 \cos \omega t - \omega^2 D_2 \sin \omega t = a_{11}(-\omega D_1 \sin \omega t + \omega D_2 \cos \omega t) +$$

$$+ a_{12}(-\omega E_1 \sin \omega t + \omega E_2 \cos \omega t) + a_{13}(D_1 \cos \omega t + D_2 \sin \omega t) +$$

$$+ a_{14}(E_1 \cos \omega t + E_2 \sin \omega t) + A \cos \omega t + B \sin \omega t$$

$$-\omega^2 E_1 \cos \omega t - \omega^2 E_2 \sin \omega t = a_{21}(-\omega D_1 \sin \omega t + \omega D_2 \cos \omega t) +$$

$$+ a_{22}(-\omega E_1 \sin \omega t + \omega E_2 \cos \omega t) + a_{23}(D_1 \cos \omega t + D_2 \sin \omega t) +$$

$$+ a_{24}(E_1 \cos \omega t + E_2 \sin \omega t);$$

$$\cos \omega t(-\omega^2 D_1) + \sin \omega t(-\omega^2 D_2) = \cos \omega t(a_{11}\omega D_2 + a_{12}\omega E_2 + a_{13}D_1 + a_{14}E_1 + A) +$$

$$+ \sin \omega t(-a_{11}\omega D_1 - a_{12}\omega E_1 + a_{13}D_2 + a_{14}E_2 + B);$$

$$\cos \omega t (-\omega^2 E_1) + \sin \omega t (-\omega^2 E_2) = \cos \omega t (a_{21} \omega D_2 + a_{22} \omega E_2 + a_{13} D_1 + a_{24} E_2) + \sin \omega t (-a_{21} \omega D_1 - a_{22} \omega E_1 + a_{23} D_2 + a_{24} E_2).$$

$$\begin{cases} \cos \omega t & -\omega^2 D_1 = a_{11} \omega D_2 + a_{12} \omega E_2 + a_{13} D_1 + a_{14} E_1 + A \\ \sin \omega t & -\omega^2 D_2 = -a_{11} \omega D_1 - a_{12} \omega E_1 + a_{13} D_2 + a_{14} E_2 + B \\ \cos \omega t & -\omega^2 E_1 = a_{21} \omega D_2 + a_{22} \omega E_1 + a_{23} D_1 + a_{24} E_2 \\ \sin \omega t & -\omega^2 E_2 = -a_{21} \omega D_1 - a_{22} \omega E_1 + a_{23} D_2 + a_{24} E_2. \end{cases}$$

$$\begin{cases} D_1(-\omega^2 - a_{13}) - D_2 a_{11} \omega - a_{14} E_1 - a_{12} \omega E_2 = A \\ D_1(a_{11} \omega) + D_2(-\omega^2 - a_{13}) + a_{12} \omega E_1 - a_{14} E_2 = B \\ D_1(-a_{23}) + D_2(-a_{21} \omega) + (-\omega^2 - a_{22} \omega) E_1 - a_{24} E_2 = 0 \\ D_1(a_{21} \omega) + D_2(-a_{23}) + E_1(a_{22} \omega) + E_2(-\omega^2 - a_{24}) = 0. \end{cases} \quad (7)$$

По формулам Крамера находим решение системы (7)

$$D_1 = \frac{\Delta_1}{\Delta}; \quad D_2 = \frac{\Delta_2}{\Delta}; \quad E_1 = \frac{\Delta_3}{\Delta}; \quad E_2 = \frac{\Delta_4}{\Delta}.$$

Частное решение

$$\begin{cases} X_1 = \frac{\Delta_1}{\Delta} \cos \omega t + \frac{\Delta_2}{\Delta} \sin \omega t \\ X_2 = \frac{\Delta_3}{\Delta} \cos \omega t + \frac{\Delta_4}{\Delta} \sin \omega t. \end{cases} \quad (8)$$

Общее решение

$$\begin{cases} x_1 = \sum_{i=1}^4 C_i \frac{\lambda_i \cdot a_{12} - a_{14}}{\lambda_i(a_{11} - \lambda_i) + a_{13}} \cdot e^{\lambda_i t} + \frac{\Delta_1}{\Delta} \cos \omega t + \frac{\Delta_2}{\Delta} \sin \omega t \\ x_2 = \sum_{i=1}^4 C_i \cdot e^{\lambda_i t} + \frac{\Delta_3}{\Delta} \cos \omega t + \frac{\Delta_4}{\Delta} \sin \omega t. \end{cases} \quad (9)$$

В теории виброзащиты эффективность снижения колебаний определяется коэффициентом виброизоляции [4]

$$K_R = \frac{v_2}{v_1} = \frac{\dot{x}_2}{\dot{x}_1}, \quad (10)$$

где v_2 и v_1 - соответственно амплитуды объекта и источника.

Выводы и направление дальнейших исследований. Полученное решение системы дифференциальных уравнений виброзащитного устройства переносного перфоратора позволяет осуществить синтез оптимальной виброзащитной системы, задавшись минимумами величин коэффициента виброизоляции $K_{R\min}$, а также минимумами общей масс ступеней виброзащитной системы, максимумами жесткости (приводит к увеличению управляемости) и др.

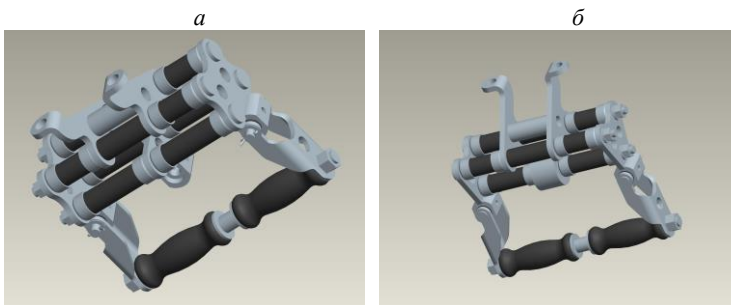


Рис. 1. Виброзащитные рукоятки переносных пневматических перфораторов с независимым вращением инструмента, реализующие двухмассовую модель виброзащиты: *а* - инерционная масса на двух канатах; *б* - облегченный вариант: инерционная масса на одном канате

На основе полученных исследований были рассчитаны, запатентованы, изготовлены и испытаны (рис. 1а,б) экспериментальные образцы виброзащитных устройств перфораторов с независимым вращением инструмента моделей ПП65В1 и ПП76В1, промышленный выпуск которых, после проведения необходимых мероприятий по подготовке производства, планируется на Криворожском заводе горного ма-

шиностроения ОАО "Криворожгормаш", базовом предприятии Украины, осуществляющем серийный выпуск перфораторов.

Список литературы

1. **Неймирко С.И.** Теоретическое исследование виброзащитного устройства переносного пневматического перфоратора на базе двухмассовой системы с промежуточной массой / **С.И. Неймирко** // Вісник Криворізького технічного університету. - Кривий Ріг: КТУ. - Вип. 27, 2011. - С. 184-188.
2. **Неймирко С.И.** Теоретическое исследование виброзащитного устройства переносного пневматического перфоратора на базе динамического гасителя колебаний / **С.И. Неймирко** // Вісник Криворізького технічного університету: Кривий Ріг, КТУ. - Вип. 25, 2010. - С. 179-182.
3. **Выгодский М.Я.** Справочник по высшей математике / **М.Я. Выгодский** // М.: Астрель. АСТ, 2006. - 991 с.
4. Вибрации в технике: Справочник. Т6. Защита от вибрации и ударов / Под ред. **К.В. Фролова**. М.: Машиностроение, 1981. - 456 с.

Рукопись поступила в редакцию 02.03.12

УДК 535:546.47

Ю.С.РУДЬ, д-р техн. наук, проф., И.С. РАДЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
А.Ю. МАЛИНОВСКАЯ, преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПТИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА НАНОЧАСТИЦ ЦИНКА

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Изучение нанокристаллического состояния вещества является одной из самых актуальных современных научных проблем. Строение и свойства малых атомных агрегаций представляет значительный научный и прикладной интерес, так как являются промежуточными между строением и свойствами изолированных атомов и массивного (объемного) твердого тела. Однако вопрос о том, как быстро происходит и на каком этапе объединения атомов завершается формирование того или иного свойства массивного кристалла, до сих пор окончательно не решен. До настоящего времени не вполне ясно, каковы вклады поверхностных (связанных с границами раздела) и объемных (связанных в массиве частиц) атомов в свойства наноматериалов. Долгое время исследования в этом направлении проводились на изолированных частицах, которые содержали от нескольких десятков до нескольких сотен атомов. При этом размер частиц был не более 1 нм.

Научный интерес к нанокристаллическому состоянию твердого тела в дисперсном или компактном виде связан, прежде всего с наблюдаемыми различными размерными эффектами на свойствах наночастиц и нанокристаллитов, размеры которых соизмеримы или меньше, чем характерный параметр того или иного физического явления, который фигурирует в теоретическом описании какого-либо процесса (например, длина свободного пробега электронов проводимости при описании оптических свойств, размер магнитного домена в ферромагнетиках и т.д.).

Прикладной интерес к наноматериалам обусловлен возможностью значительной модификации и даже принципиального изменения свойств хорошо известных материалов при переходе в нанокристаллическое состояние. Этот интерес вызван также новыми возможностями, которые открываются нанотехнологиями в создании материалов и изделий из структурных элементов нанометрового размера. Например, в авиации применяются радиопоглощающие керамические материалы, в матрице которых беспорядочно распределены тонкодисперсные металлические частицы. Нитевидные монокристаллы (усы) и поликристаллы (волокна) обладают очень высокой прочностью, например, усы графита имеют прочность примерно 24,5 ГПа или в 10 раз больше, чем прочность стальной проволоки. Эти материалы применяются в качестве наполнителей легких композиционных материалов в аэрокосмической технике.

Анализ исследований и публикаций. К настоящему времени опубликовано довольно много работ, в которых изучались различные свойства как отдельных наночастиц так и различных нанокристаллических структур [1,2]. В этих работах рассматриваются некоторые свойства металлических частиц столь малых размеров, когда спектр электронных возбуждений становится дискретным. Именно для таких частиц должны наблюдаться квантовые размерные эффекты и начинают существенную роль играть поверхностные атомы. Они влияют на: температуру плавления; растворимость; электропроводность; токсичность; взрывоопасность; реакционную способность и т.д.

Практическое использование частиц малых размеров различных металлов часто ограничено малой их устойчивостью. Особенно малой устойчивостью характеризуются органометаллы, которые представляют большой интерес для целого ряда отраслей промышленности.

Постановка задачи. В настоящей работе были приготовлены коллоидные растворы цинка в разных средах (бензине, кристалле KCl и этилацетате), вычислены и измерены спектры поглощения и рассеяния света такими растворами в зависимости от их «возраста», т.е. в зависимости от времени, которое истекло с момента получения коллоидного раствора. Такие измерения спектров и сравнение их с вычисленными позволило установить размер коллоидных частиц и качественно проследить коагуляцию растворов.

Расчет коэффициентов ослабления и рассеяния света. Для расчетов коэффициентов ослабления света коллоидными растворами нами были использованы формулы теории Ми [3]. Необходимо отметить, что практически для подробных расчетов конкретных систем эти формулы стали использоваться лишь с появлением больших цифровых вычислительных машин.

По Ми [3] коэффициенты ослабления $K_{осл}$ и $K_{рас}$ света совокупностью сферических частиц в среде с показателем преломления m_o выражаются через суммы амплитуд парциальных электрических a_N и магнитных b_N колебаний

$$k_{осл} = C \frac{6\pi}{\lambda} m_o \operatorname{Re} \sum (2N+1) \left(\frac{a_N^2}{2\alpha^3} + \frac{b_N^2}{2\alpha^3} \right); \quad (1)$$

$$k_{рас} = C \frac{6\pi}{\lambda} 2\alpha^3 m_o \sum (2N+1) \left(\left| \frac{a_N}{2\alpha^3} \right|^2 + \left| \frac{b_N}{2\alpha^3} \right|^2 \right). \quad (2)$$

Амплитудные коэффициенты a_N и b_N являются функциями двух основных параметров: относительного диаметра $\alpha = 2\pi r m_o / \lambda$ и диэлектрической проницаемости вещества частиц $\varepsilon = m^2 = \varepsilon_1 - \varepsilon_2$, где $\varepsilon_1 = n^2 - \kappa^2$, $\varepsilon_2 = 2n\kappa$ (n и κ - показатели преломления и поглощения соответственно); λ - длина волны падающего на частицу излучения; r - радиус частицы.

В случае $\alpha \rightarrow 0$ коэффициент ослабления равен

$$k_{осл} = C \frac{6\pi m_o}{\lambda} I m \left(-\frac{m'^2 - 1}{m'^2 + 2} \right). \quad (7)$$

Согласно этой формулы $K_{осл}$ не зависит от размера частиц и определяется только оптическими постоянными частиц и окружающей их среды m_o

Для диэлектрической проницаемости ε частиц, используя свойство ее аддитивности, имеем

$$\varepsilon_1 = n^2 - \kappa^2 = \varepsilon_1^b + \varepsilon_1^f; \quad (8)$$

$$\varepsilon_2 = 2n\kappa = \varepsilon_2^b + \varepsilon_2^f, \quad (9)$$

где ε_1^b и ε_2^b - действительная и мнимая части диэлектрической проницаемости, обусловленные связанными электронами, ε_1^f и ε_2^f - действительная и мнимая части диэлектрической проницаемости, обусловленные свободными электронами:

В этом случае найдем для коэффициента ослабления

$$k_{осл} = C \frac{18\pi}{\lambda} m_o^3 \frac{\varepsilon_2}{(\varepsilon_1 + 2m_o^2)^2 + \varepsilon_2^2}. \quad (12)$$

Максимум коллоидная полоса имеет при

$$\lambda_{\max} = 2\pi c \left(\frac{\omega_p^2}{1 + \varepsilon_1^b + 2m_o^2} - \frac{1}{\tau^2} \right)^{\frac{1}{2}}. \quad (13)$$

Ее полуширина равна

$$H = \frac{2\pi c}{\omega_p^2} (1 + \varepsilon_1^b + 2m_o^2) \frac{1}{\tau}. \quad (14)$$

Здесь c - скорость света в вакууме.

Произведение максимального значения коэффициента ослабления k_{\max} на полуширину коллоидной полосы H равно

$$k_{\max}H = \frac{18\pi m_o^3}{1 + \varepsilon_1^b + 2m_o^2} C.$$

Отсюда находим объемную концентрацию металла в растворе

$$C = \frac{k_{\max}H(1 + \varepsilon_1^b + 2m_o^2)}{18\pi m_o^3}.$$

Если частицы имеют одинаковый размер, то $C = NV$ (V - объем одной частицы) и можно определить плотность частиц.

Из (13) и (14) видно, что спектральное положение и полуширина её зависят от частоты релаксации. Для коллоидной частицы частота релаксации электронов проводимости может быть вычислена по формуле

$$\frac{1}{\tau} = \sum_{i=1} \frac{1}{\tau_i} + \frac{U}{r}, \quad (15)$$

где $\sum_{i=1} \frac{1}{\tau_i}$ - учитывает столкновения электронов проводимости с фононами, дефектами решетки, электронами, с примесями; U - скорость электронов на уровне Ферми.

Из формул (13) и (14) следует, что увеличение частоты релаксации приводит к смещению максимума коллоидной полосы в длинноволновую область спектра («красное» смещение) и увеличению полуширины. Такой же эффект вызывает увеличение в малых частицах диэлектрической проницаемости ε_1^b , обусловленной связанными электронами. Однако, если в малых металлических частицах диэлектрическая проницаемость уменьшается по сравнению с «массивным» металлом, максимум коллоидной полосы также смещается в длинноволновую область спектра, но ее полуширина уменьшается. Кроме того, из формулы (15) следует, что второе слагаемое играет существенную роль только для тех металлов, у которых $\sum_{i=1} \frac{1}{\tau_i} \leq 0,01$

В основу вычислений всегда приходится класть значения оптических постоянных металла, известные из литературы. Необходимо отметить, что определение n и k для металлов представляет собой довольно сложную экспериментальную задачу. Опыты по поляризации осложняются особенностями поверхностных слоев, которые вносят существенные погрешности. Опыты по измерению прохождения света через тонкие пленки требуют очень тонких пленок, толщина которых должна быть измерена независимым образом. Кроме того, величины n и k для пленок могут в некоторых случаях отличаться от таковых для «массивного» металла. Далее мы дадим анализ оптических постоянных цинка, полученных различными авторами.

Оптические постоянные цинка. Оптические постоянные цинка измерялись многими исследователями [5,6], как на монокристаллах по отражению s - и p -поляризованного света при разных углах падения, так и на поликристаллических пленках, осажденных в вакууме, обычным поляриметрическим методом. На рис. 1 показаны спектральные зависимости показателя преломления n и поглощения k массивного цинка по измерениям различных исследователей.

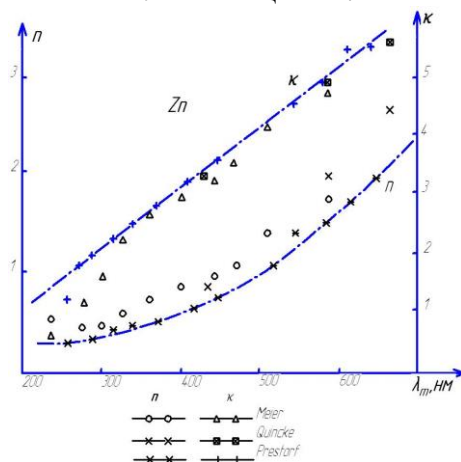


Рис. 1. Спектральная зависимость коэффициентов преломления и поглощения k для массивного цинка по данным различных авторов

В инфракрасной области, где диапазоны длин волн, которые использовались в работах [6] (1,23-10 мкм), перекрываются, можно убедиться, что результаты измерений на пленках и монокристаллах мало отличаются друг от друга и в средней части диапазона приблизительно удовлетворяют критерию применимости формул Друде-Зинера.

Усредненные микрохарактеристики электронов проводимости цинка по данным различных авторов существенно различаются между собой и зависят от спектральной области измерения и способа приготовления образцов. Это же можно сказать и о наблюдаемых вели-

чинах оптических постоянных.

В табл. 1 приведены значения оптических постоянных Zn, которые использовались в наших расчетах.

Таблица 1

Оптические постоянные цинка					
λ , нм	n	k	λ , нм	n	k
250	0,212	1,527	525	1,152	4,23
275	0,273	1,8	550	1,267	4,469
300	0,339	2,06	575	1,386	4,709
325	0,409	2,312	600	1,509	4,95
350	0,485	2,558	625	1,637	5,192
375	0,566	2,8	650	1,769	5,435
400	0,651	3,04	675	1,906	5,68
425	0,742	3,279	700	2,046	5,926
450	0,837	3,517	725	2,191	6,174
475	0,938	3,754	750	2,34	6,424
500	1,043	3,992	775	2,493	6,675

В области 275-800 нм действительная ε_1 и мнимая ε_2 части диэлектрической проницаемости описываются равенствами

$$\varepsilon_1(\lambda) = 1,9 - 6,7 \cdot 10^{-5} \lambda^2, \quad (16)$$

$$\varepsilon_2(\lambda) = 7,5 - 6,7 \cdot 10^{-8} \lambda^3 - 0,002 \lambda, \quad (17)$$

где λ выражена в нм.

Методика эксперимента. Органозоли цинка в этилацетате были получены электрическим распылением по методу высокочастотного разряда Сведберга [7]. Применение в качестве растворителей органических кислородосодержащих соединений устраняет обугливание дисперсной среды, которое может возникнуть от соприкосновения электрической дуги с растворителем. В нашей установке использовалось напряжение около 100 В, сила тока в высокочастотном контуре была 0,15-1,0 А. Использовались платиновые электроды. Как правило, использовались металлические стружки и мелкие кусочки металла. Время распыления составляло 10-15 мин. Полученные золи сразу же подвергались центрифугированию на протяжении 3-5 мин. Цинк является наиболее легко распыляемым металлом. Кроме того, он, как показывают наши исследования, дает сравнительно устойчивые (до одного месяца) органозоли.

Спектры поглощения света коллоидными растворами цинка были измерены на спектрофотометре СФ-4. Толщина кюветы 4,505 мм.

Обсуждение результатов. На рис. 2 показаны вычисленные спектральные зависимости коэффициентов ослабления света совокупностью сферических частиц цинка в этилацетате. В расчетах использовались оптические постоянные Zn, приведенные в табл. 1.

При этом плазменная частота $\omega_p^2 = 111,1739 \cdot 10^{30} \text{ с}^{-2}$; $\sum \frac{1}{\tau} = 0,1094 \cdot 10^{15} \text{ с}^{-1}$; $U_F = 1,4451 \cdot 10^{15} \text{ нм/с}$.

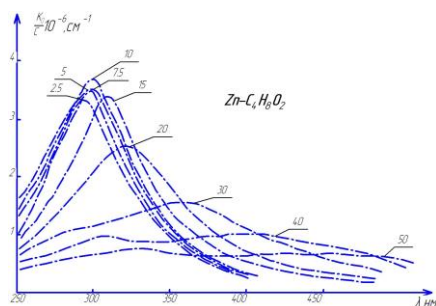


Рис. 2. Спектральная зависимость коэффициента ослабления света совокупностью сферических частиц цинка в этилацетате. Цифры у кривых показывают радиус частиц в нм

Показатель преломления этилацетата $C_4H_8O_2$ был вычислен по формуле

$$m_o = 1,3625 + \frac{3336,39}{\lambda^2} \quad (\lambda \text{ выражено в нм}). \quad (18)$$

Из этого рисунка видно, что коллоидная полоса цинка в этилацетате в случае мельчайших частиц ($r < 5$ нм) имеет максимум при $\lambda_m = 293$ нм. Увеличение размеров частиц приводит к смещению полосы в длинноволновую область спектра, коэффициент ослабления в максимуме полосы k_{om} сначала увеличивается (до $r = 10$ нм), а затем при дальнейшем увеличении радиуса r уменьшается.

Спектральное положение коллоидной полосы ослабления для системы Zn- $C_4H_8O_2$ дается зависимостью

$$\lambda_m = 0,0737 r^2 - 0,0187 r + 293,02 \quad (r \text{ выражено в нм}). \quad (19)$$

Из последнего равенства можно оценить «чувствительность» λ_m к изменению радиуса частиц цинка

$$\frac{d\lambda_m}{dr} = 0,1474 r - 0,0187, \quad (20)$$

т.е. имеется линейная зависимость.

Полуширина полосы с увеличением радиуса частиц увеличивается и ее зависимость от r записывается соотношением, нм

$$H = 0,0928r^2 + 0,216r + 65,44,$$

Согласно выражению (19) смещение максимума коллоидной полосы со временем в растворе происходит только в случае увеличения размеров частиц. При этом

$$\frac{d\lambda_m}{dr} = (0,1474 r - 0,0187) \frac{dr}{dt}. \quad (21)$$

Увеличение размеров частиц будет происходить, если в растворе имеются атомы, способные прилипнуть к частицам. Пусть m_A - масса атома, кг; V_A - его средняя скорость, м/с; γ - вероятность прилипания атома к частице, N_A - концентрация конденсирующихся атомов, см⁻³; ρ - плотность частиц, г/см³. Тогда скорость роста сферической частицы определяется формулой

$$\frac{dr}{dt} = \gamma \frac{N_A m_A V_A}{4\rho}. \quad (22)$$

При коагуляции число атомов, находящихся в замкнутом объеме уменьшается, поэтому скорость увеличения радиуса частиц может уменьшаться со временем. На рис. 3 показана измеренная зависимость спектрального положения максимума коллоидной полосы ослабления света системой Zn-C₄H₈O₂ от времени измерения.

Из рис 3 видно, что в промежутке времени 0-150 мин λ_m почти не изменяется. Это обусловлено тем, что чувствительность $\Delta\lambda/\Delta r$ в области размеров 2-12 нм небольшая.

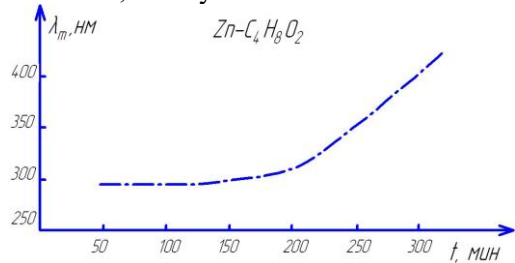


Рис. 3. Зависимость спектрального положения максимума коллоидной полосы λ_m для Zn-C₄H₈O₂ от времени измерения t при комнатной температуре

При $t > 150$ мин λ_m смещается в длинноволновую область спектра довольно быстро. Это обусловлено тем, что объединяются более крупные частицы и для них $(\Delta\lambda/\Delta r) \geq 4$. После 10 часов отстоя можно наблюдать образование осадка. Измеренный спектр поглощения показывает, что в растворе остаются взвешенные частицы Zn с $r \sim 3-5$ нм.

При коагуляции твердых частиц происходит их слипание и образование по существу комков (2 и более слипшихся частиц). Такое образование кластеров частиц можно проследить, измеряя спектры поглощения. На рис. 4 показан вычисленный спектр поглощения двумя частицами Zn с $r=10$ нм, которые находятся на различных расстояниях l (расстояние между центрами сферических частиц). При этом коэффициент ослабления равен

$$k_o = \frac{k_{o\parallel} + 2k_{o\perp}}{3}, \quad (23)$$

где

$$k_{o\parallel} = C \frac{6\pi}{\lambda} m_a I m(-A_{II}); \quad (24)$$

$$k_{o\perp} = C \frac{6\pi}{\lambda} m_o I m(-A_{\perp}); \quad (25)$$

$$A_{II} = a_1^M / \left(1 - 2 \left(\frac{R}{l} \right)^3 a_1^M \right); \quad A_{\perp} = a_1^M / \left(1 + \left(\frac{R}{l} \right)^3 a_1^M \right); \quad (26)$$

$$a_1^M = \frac{m^2 - 1}{m^2 + 2}. \quad (27)$$

Детальный расчет коэффициентов ослабления света цепочками из двух сферических частиц Zn показывает, что при $l=2R$ максимум полосы смещается в длинноволновую область спектра, а полуширина полосы значительно увеличивается. Если $l > 5R$ спектральное положение полосы и ее полуширина не изменяются.

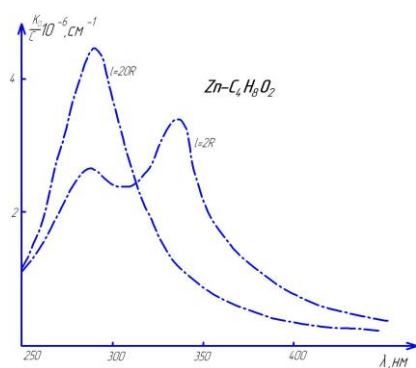


Рис. 4. Спектр поглощения света сферическими частицами цинка с $r=10$ нм в этилацетате при различном расстоянии между ними l

На рис. 5 показана спектральная зависимость коэффициента рассеяния света совокупностью сферических частиц Zn в этилацетате.

Из этого рисунка видно, что частицы с $r \geq 10$ нм имеют малый коэффициент рассеяния. Наибольший коэффициент рассеяния имеют частицы с $R = 30$ нм. Частицы Zn с $R \geq 90$ нм в области 200-800 нм рассеивают все падающие частоты одинаково и k_p во всем частотном диапазоне не имеет ярко выраженного максимума.

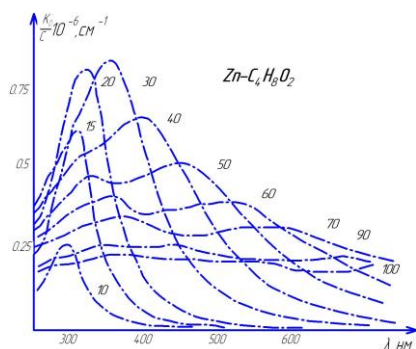
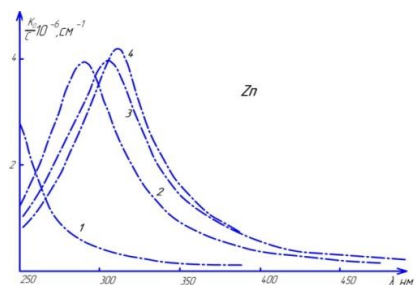


Рис. 5. Вычисленная спектральная зависимость коэффициента рассеяния света сферическими частицами Zn в этилацетате. Цифры у кривых показывают радиус частиц в нм

На рис. 6 показано вычисленные спектры поглощения света сферическими частицами Zn в различных средах: 1 - в воздухе ($m_0 = 1$); 2 - в этилацетате (см. (29)); 3 - в бензине ($m_0=1,5014$); 4 - в кристалле KCl. Показатель преломления кристалла KCl вычислялся по формуле

$$m_o = 1,4690 + \frac{7047}{\lambda}, \lambda - \text{в нм.}$$

Рис. 6. Вычисленные спектры поглощения света сферическими частицами Zn в различных средах: 1 - в воздухе ($m_0=1$); 2 - в этилацетате; 3 - в бензине ($m_0=1,5014$); 4 - в кристалле KCl



Из рис. 5 видно, что увеличение показателя преломления внешней среды (растворителя) смещает коллоидную полосу поглощения цинка в длинноволновую область спектра.

Таблица 2

Зависимость спектрального положения коллоидной полосы Zn от показателя преломления растворителя

Система	m_o	λ_m нм	H, нм
Zn - воздух	1	< 250	
Zn - KCl	1,5414	312	60
Zn - C ₄ H ₈ O ₂	1,4022	290	62
Zn - бензин	1,5014	305	56

Исследование коллоидального цинка в бензине, полученного на установке, показало, что такие золи значительно устойчивее, чем система Zn - C₄H₈O₂.

Рабинович и др. [8] исследовали органозоли щелочных и щелочноземельных металлов, которые были получены также конденсацией паров. В этой работе делается вывод, что эти органозоли являются системами ионно-стабилизированными. Следовательно, здесь, как и у гидрозолей, стабилизатором является некоторый третий компонент. Он создает на поверхности коллоидной частицы двойной электрический слой.

В таком случае устойчивость органозолей металлов будет определяться электрическими свойствами растворителя: поляризацией ориентации и дипольного момента его молекул. Стабилизирующая оболочка может быть построена их ионов и диполей растворителя.

Недостаточность экспериментальных данных по устойчивости органозолей металлов не позволяет построить строгую теорию агрегативной устойчивости.

Выводы. 1. Были получены методом Сверберга органозоли цинка в этилацетате и конденсацией паров в парафине. Исследовано устойчивость органозолей цинка. Устойчивость органозолей цинка определяется наличием двойного электрического слоя, а, следовательно, электрическими свойствами растворителя.

2. Вычислены коэффициенты ослабления и рассеяния света совокупностью сферических частиц Zn в этилацетате и бензине. Показано, что процесс коагуляции частиц цинка можно проследить во времени измеряя спектры ослабления света.

3. Система Zn - C₄H₈O₂ менее устойчивая, чем система Zn-бензин.

Список литературы

1. Григорьева Л.К., Нагаев Э.Л., Чижик С.П. Малые металлические частицы в физике и химии. – Природа, 1988. - №6. - С. 4-11.
2. Морохов И.Д., Трусов Л.И., Чижик С.П. Ультрадисперсные металлические среды. М.: Атомиздат, 1977. - 264 с.
3. Mie G. Beiträge zur Optik trüber Medien speciell kolloidaler Metallösungen. Ann. Phys., 1908. Vol. 25. S. 377-445.
4. Шифрин К.С. Рассеяние света в мутной среде. М. Государственное издательство технико-теоретической литературы, 1951. - 289 с.
5. Motulevich G.P., Shubin A.A. – J. N. T. P, 1969. - Vol.29. - 24 p.
6. Mosteller L.P., Wooten F. Phys. Rev, 1968. - V.171. - P. 743.
7. Николаева М.А., Преис Е.М. Исследование агрегативной устойчивости органозолей металлов. Коллоидный журнал, 1946. - №6. - С.409-414.
8. Рабинович А.И., Каргин В.А., Фодиман Е.В. Журнал физической химии, 1931. - №2. - С.64 – 68.

Рукопись поступила в редакцию 28.04.12

УДК 681.51: 622.7

А.І. КУПІН, д-р техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДОСЛІДЖЕННЯ ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ВИБОРУ МЕТОДІВ НАВЧАННЯ БАГАТОВИМІРНИХ НЕЙРОМЕРЕЖЕВИХ СТРУКТУР ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРИЗНАЧЕННЯ

Виконано аналіз існуючих методів навчання багатовимірних нейромережєвих структур. Шляхом комп'ютерного моделювання досліджено найбільш ефективні методи навчання. Надано рекомендації застосування обраних методів на прикладі завдань багатовимірної апроксимації для збагачувальної технології.

Проблема та її зв'язок з практичними задачами. Зараз все частіше для вирішення прикладних завдань інформатизації та автоматизації в умовах складних виробництв застосовують різноманітні технології інтелектуального керування [1]. При цьому одним з базових підходів для побудови математичних моделей у процесі апроксимації, ідентифікації, класифікації є застосування багатосарових нейронних мереж (НМ) різної архітектури.

На сьогодні у теорії штучних нейронних мереж немає чітких відповідей на конкретні питання однозначного вибору тієї чи іншої архітектури та найбільш ефективного методу навчання (параметризації). Тому більшість дослідників діють емпіричним способом, обираючи з певної множини потенційно можливих альтернатив кращий варіант за визначеними критеріями та в умовах конкретної технології.

Аналіз останніх досліджень, публікацій та постановка завдання. Для навчання (параметризації) багатовимірних нейромережєвих структур, призначених для подальшої ідентифікації та керування складними технологічними процесами (ТП) в режимі реального часу, необхідно застосовувати методи, які відповідають певним вимогам. Згідно з [2] до цих вимог, перш за все, відносяться: швидкість збіжності, обчислювальна робастність, вимоги щодо оперативної пам'яті ЕОМ тощо. На сьогодні серед існуючих методів цим вимогам у найбільшій мірі відповідають так звані методи 2-го порядку, а саме [2-6]:

Левенберга-Маркардта; Гауса-Ньютона; сполученого градієнта.

Тому подальший аналіз, дослідження та вибір потенційно найефективніших методів навчання нейронних структур технологічного призначення, запропонованих в [1], буде обмежений множиною саме цих методів. При цьому дуже важливим з точки зору автоматизації подальших розрахунків та моделювання є те, що зазначені методи реалізовані у складі найбільш потужних пакетів прикладних програм з емуляції нейромережєвих структур (MATLAB Neural Tools, Neuro Solutions, Statistical Neural Network тощо) [5,6].

Викладення матеріалу та результати. Усі вищезазначені методи засновано на розкладі функціоналів у ряд Тейлора до 2-го порядку включно. Такий розклад поблизу точки Θ^* (теоретичного оптимуму параметрів НМ) буде мати такий вигляд [4]

$$\begin{aligned}
V_M\{\Theta, S, \Xi\} &= V_M\{\Theta^*, S, \Xi\} + (\Theta - \Theta^*)^T V_M'\{\Theta^*, S, \Xi\} + \\
&+ \frac{1}{2}(\Theta - \Theta^*)^T V_M''\{\Theta^*, S, \Xi\}(\Theta - \Theta^*) = V_M\{\Theta^*, S, \Xi\} + \\
&+ (\Theta - \Theta^*)^T G(\Theta^*) + \frac{1}{2}(\Theta - \Theta^*)^T H(\Theta^*)(\Theta - \Theta^*),
\end{aligned} \tag{1}$$

де $V_M\{\cdot\}$ - позначення критерію цільової функції; Θ - вектор параметрів, які підлягають настроюванню (архітектура НМ, вагові коефіцієнти, глибина регресії); S - різновиди регресійних моделей, що застосовується; Ξ - статистична вибірка даних для навчання; $G(\Theta^*)$, $H(\Theta^*)$ - відповідно градієнт та гесіан у точці оптимуму.

Градієнт визначається як

$$G(\Theta^*) = V_M'\{\Theta^*, S, \Xi\} = \left. \frac{dV_M\{\Theta^*, S, \Xi\}}{d\Theta} \right|_{\Theta=\Theta^*}, \tag{2}$$

а матриця других похідних - гесіан або матриця Гессе

$$H(\Theta^*) = V_M''\{\Theta^*, S, \Xi\} = \left. \frac{d^2V_M\{\Theta^*, S, \Xi\}}{d\Theta^2} \right|_{\Theta=\Theta^*}. \tag{3}$$

Достатніми умовами мінімуму функції є нульове значення градієнта та позитивна визначеність гесіану. Тобто

$$\begin{cases} G(\Theta^*) = 0 \\ H(\Theta^*) > 0 \end{cases}.$$

У більшості випадків пошук мінімуму може бути зведений до ітераційної процедури типу

$$\Theta^{(i+1)} = \Theta^{(i)} + \mu^{(i)} f^{(i)},$$

де $\Theta^{(i)}$ - значення параметрів поточної ітерації (i); $f^{(i)}$ - напрям пошуку; $\mu^{(i)}$ - крок алгоритму поточної ітерації.

При цьому застосовується лінійна апроксимація похибки прогнозування $\varepsilon(t, \Theta)$ відповідно до вихідного сигналу на виході НМ $d\hat{y}(t|\Theta)$ у такому вигляді

$$\begin{aligned}
\tilde{\varepsilon}(t, \Theta) &= \varepsilon(t, \Theta^{(i)}) + (\varepsilon'(t, \Theta^{(i)}))^T (\Theta - \Theta^{(i)}) = \\
&= \varepsilon(t, \Theta^{(i)}) - (\psi(t, \Theta^{(i)}))^T (\Theta - \Theta^{(i)})^T,
\end{aligned}$$

де $\psi(t, \Theta) = d\hat{y}(t|\Theta)/d\Theta$, t - значення дискретного часу.

Модифікований критерій (1) для i -ї ітерації має вигляд

$$V_M\{\Theta, S, \Xi\} \approx L^{(i)}(\Theta) = \frac{1}{2M} \sum_{i=1}^M [\tilde{\varepsilon}(t, \Theta)]^2,$$

де $L^{(i)}(\Theta)$ - наближене значення модифікованого критерію; M - кількість шаблонів тренувальної вибірки.

Напрямок пошуку у методі Ньютона-Гауса засновано на визначенні апроксимації критерію $L^{(i)}(\Theta)$ у районі поточної ітерації [2-5]. У свою чергу метод сполучених градієнтів заснований на зміні напрямів пошуку (рестарті) у напрямі градієнту (антиградієнту) в умовах різкого уповільнення збіжності. При цьому існують різні підходи та алгоритми реалізації зазначених процедур для обох методів (безліч версій [7]).

Разом з тим у жодному алгоритмі не враховується, що глобальний мінімум $L^{(i)}(\Theta)$ може знаходитися поза зоною поточної ітерації, в результаті чого пошук буде некоректним. Тому більш раціональним буде оцінити спочатку доцільність пошуку мінімуму $L^{(i)}(\Theta)$ саме в області поточної ітерації. Для цього за алгоритмом методу Левенберга-Маркардта (відомий в літературі під синонімами: Levenberg-Marquardt methods, схема Левенберга, метод Левенберга-Маркуардта) обирається сфера радіусу $\delta^{(i)}$. Тоді проблему оптимізації можна сформулювати у вигляді такої системи

$$\begin{cases} \hat{\Theta} = \arg \min L^{(i)} \\ \|\Theta - \Theta^{(i)}\| \leq \delta^{(i)} \end{cases}. \tag{4}$$

Інтерактивна процедура пошуку мінімуму за наявністю обмежень у системі містить такі етапи

$$\begin{cases} \Theta^{(i+1)} = \Theta^{(i)} + f^{(i)} \\ [R(\Theta^{(i)}) + \lambda^{(i)}I]f^{(i)} = -G(\Theta^{(i)}) \end{cases} \quad (5)$$

де $\lambda^{(i)}$ - параметр, що визначає область $\delta^{(i)}$.

Гіперсфера радіусу $\delta^{(i)}$ інтерпретується як область, у межах якої $L^{(i)}(\Theta)$ може розглядатися як адекватна апроксимація критерію $V_M\{\Theta, S, \Xi\}$.

Особливістю методу є процедура визначення взаємозв'язку між $\delta^{(i)}$ та параметром $\lambda^{(i)}$. Так як однозначної залежності між ними не існує, на практиці застосовують декілька евристичних процедур [2]. Наприклад, поступове збільшення $\lambda^{(i)}$ до тих пір, поки не відбудеться зменшення критерію $L^{(i)}(\Theta)$, після чого ітерація завершується. Значення параметру $\lambda^{(i+1)}$ для наступної операції зменшується.

Також застосовується альтернативний підхід, заснований на зіставленні реального зменшення критерію та зменшення, що прогнозується на основі апроксимації $L^{(i)}(\Theta)$. В якості міри точності апроксимації розглядається коефіцієнт

$$r^{(i)} = \frac{V_M\{\Theta^{(i)}, S, \Xi\} - V_M\{\Theta^{(i)} + f^{(i)}, S, \Xi\}}{V_M\{\Theta^{(i)}, S, \Xi\} - L^{(i)}(\Theta^{(i)} + f^{(i)})}. \quad (6)$$

У випадку наближення значення коефіцієнту $r^{(i)}$ до 1, $L^{(i)}(\Theta)$ є адекватною апроксимацією $V_M\{\Theta, S, \Xi\}$ і значення λ зменшується, що відповідає збільшенню $\delta^{(i)}$. З іншого боку, невеликі або негативні значення коефіцієнта призводять до необхідності збільшення λ . На підставі цього загальна схема реалізації алгоритму така:

1. Обрати початкові значення вектора параметрів, що підлягають налаштуванню $\Theta(0)$, та коефіцієнта $\lambda(0)$.

2. Визначити напрям пошуку із системи рівнянь (5).

3. Якщо $r^{(i)} > 0,75 \Rightarrow \lambda^{(i)} = \lambda^{(i)} / 2$.

4. Якщо $r^{(i)} < 0,25 \Rightarrow \lambda^{(i)} = 2\lambda^{(i)}$.

5. Якщо $V_M\{\Theta^{(i)} + f^{(i)}, Z^P, \Xi\} < V_M\{\Theta^{(i)}, Z^P, \Xi\}$, то прийняти за нову ітерацію $\Theta^{(i+1)} = \Theta^{(i)} + f^{(i)}$ та встановити $\lambda^{(i+1)} = \lambda^{(i)}$.

6. Якщо критерій зупинки не досягнутий, перейти до етапу 2.

Значення критерію, що мінімізується, може бути представлено у такому вигляді

$$L^{(i)}(\Theta^{(i)} + f) = V_M\{\Theta^{(i)}, S, \Xi\} + f^T G(\Theta^{(i)}) + \frac{1}{2} f^T R(\Theta^{(i)}) f. \quad (7)$$

Підставляючи до (2) значення виразу для визначення напрямку пошуку, що отримане із співвідношення

$$R(\Theta^{(i)})f^{(i)} = -G(\Theta^{(i)}) - \lambda f^{(i)},$$

отримуємо

$$V_M\{\Theta^{(i)}, S, \Xi\} - L^{(i)}(\Theta^{(i)} + f^{(i)}) = \frac{1}{2} \left(-(f^{(i)})^T G(\Theta^{(i)}) + \lambda^{(i)} |f^{(i)}|^2 \right). \quad (8)$$

Співвідношення (8) дозволяє на етапах 3,4 алгоритму визначити коефіцієнт $\lambda^{(i)}$ за виразом (6).

На підставі загальної методики інтелектуальної нейромережевої багатовимірної ідентифікації [8] із застосуванням методів комп'ютерного моделювання було проведено дослідження модельних структур на основі нейромережових авторегресійних предикторів для умов ТП збагачення магнетитових кварцитів. Дослідження включали такі етапи:

вибір метода навчання, оцінка глибини регресії (кількості затриманих сигналів на вході та виході) моделей;

застосування методів навчання (швидкість збіжності, точність);

пряме та зворотне прогнозування;

тестування отриманих систем на нелінійність.

Аналіз та вибір базового набору методів навчання для ідентифікаційних моделей здійснювався на підставі методики, викладеної в [2]. Основні етапи дослідження такі:

1. Для імітаційних експериментів було обрано найпростішу модель типу NNARX (Neural

Network based AutoRegressive eXogenous signal - нейромережева авторегресійна модель, екзогенний тип сигналів). З метою спрощення аналізу була прийнята однакова глибина регресії ($l_1=l_2=2$) на підставі попередніх результатів [1,8].

2. Підготовлено шаблони НМ модельних структур у базисах НМ прямого розповсюдження (НПР), радіально-базисних функцій (РБФ або RBF) та повнозв'язних (ПЗНМ, рекурентних). Для усіх моделей була застосована НМ із одним прихованим шаром за формулою: 16-8-8 (відповідна кількість нейронів на вході структури, у прихованому шарі та на виході).

3. Було проведено десятикратне навчання та тестування всіх зазначених НМ структур із застосуванням чотирьох методів навчання: зворотного розповсюдження похибки (back propagation або BP-метод, як фактичний стандарт з навчання НМ [2-6]), Гауса-Ньютона (GN-метод), Левенберга-Маркардта (LM) та сполученого градієнту (CG). Для навчання була застосована статистична вибірка показників Північного ГЗК за формулою: 350-280-70 (загальна кількість шаблонів, кількість шаблонів для навчання, кількість шаблонів для верифікації). При цьому аналізувалися базові показники першої та останньої стадії ТП.

4. Усереднені показники збіжності (кількість епох або ітерацій для навчання), робастності (середньоквадратична похибка - MSE, узагальнена середньоквадратична похибка - NMSE [6]) та застосованих обчислювальних ресурсів (оперативної пам'яті) було занесено до табл. 1.

5. На підставі отриманих у процесі дослідження результатів було проведено їх порівняльний аналіз.

Таблиця 1

Порівняльна оцінка точності, ресурсоспоживання та швидкості збіжності потенційних алгоритмів навчання досліджуваних нейроструктур

Алгоритм навчання	Збіжність, епох (ітерацій)	MSE	NMSE	Ресурси ЕОМ, Мб
1. Базис НПР (багатошаровий перцептрон)				
1.1. BP	568	1,198596	1,76165223	30
1.2. GN	303	1,161828	1,96306745	24
1.3. LM	177	0,778172	1,45139743	35
1.4. CG	425	0,888760	1,45448391	21
2. Базис RBF (радіально-базисних функцій)				
2.1. BP	196	1,85732511	2,111487478	30
2.2. GN	65	1,19651332	2,131730124	25
2.3. LM	31	0,79076953	1,906790835	35
2.4. CG	87	0,89815021	1,912728683	21
3. Базис ПЗНМ (повністю зв'язних нейромереж)				
3.1. BP	837	1,0915434	1,60226771	33
3.2. GN	451	1,0807423	1,77265223	27
3.3. LM	265	0,7223413	1,21234453	37
3.4. CG	637	0,8684867	1,26644234	22

В якості програмних середовищ для комп'ютерного моделювання були застосовані три незалежних пакети прикладних програм (нейроемулаторів) типу: Neuro Solution, Statistica Neural Networks та MATLAB Neural Networks Tools (NNT). Відповідні результати моделювання у цих різних пакетах приблизно збігаються. Також всі отримані результати достатньо добре збігаються із наведеними у [1,2].

У процесі комп'ютерного моделювання була застосована така системна апаратно-програмна платформа:

ПЕОМ з робочими параметрами CPU Pentium IV 2.66 Hz/RAM 2 Gb; операційна система Windows 7.

На рис. 1 наведено типові криві, що демонструють зміну критерію середньоквадратичної похибки MSE в процесі навчання моделі типу NNARX для різних базисів нейромережевих структур.

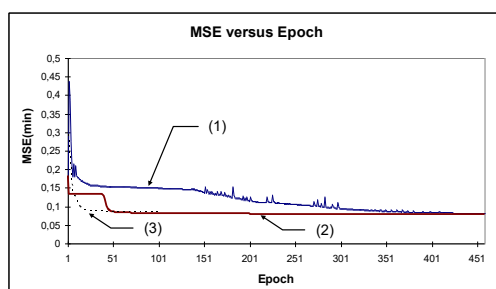


Рис. 1. Зміна критерію MSE від кількості ітерацій (епох) при навчанні нейромережевої ідентифікаційної моделі NNARX: 1 - двохшаровий перцептрон, що навчався за CG-методом; 2 - мережа радіально-базисних функцій (РБФ) за GN-методом; 3 - повністю зв'язна та частково рекурентна мережа за LM-методом

Аналогічні результати були отримані автором для інших розповсюджених авторегресійних предикторних моделей NNARXMAX (NNARX+Moving Average, eXogenous signal - нейромережева авторегресійна мо-

дель ковзного середнього, екзогенний тип сигналів), NNOE (Neural Network Output Error - нейромережева модель помилки виходу).

Аналіз результатів комп'ютерного моделювання дозволяє зробити певні узагальнення у таких **висновках**.

Результати навчання інтелектуальної нейромережевої моделі типу NNARX якісно практично ідентичні, якщо їх відповідно групувати (кластеризувати) за однаковими методами навчання (GN, CG, LM).

З огляду швидкості збіжності та обчислювальної робастності найбільш перспективним виглядає метод Левенберга-Маркуардта (LM), але його ресурсомісткість найбільша. Стандартний метод навчання НМ, заснований на зворотному розповсюдженні похибки (BP), продемонстрував досить добру робастність, але його швидкість збігу достатньо повільна, а вимоги щодо ресурсів - завеликі. Приблизно однакові та достатньо збалансовані результати показали методи Гауса-Ньютона (GN) та сполученого градієнту (CG).

Зважаючи на наведені випробування можна рекомендувати застосовувати для апроксимації складних ТП рекурентні динамічні нейроструктури за умови можливості їх апаратної реалізації (наприклад, нейро-графічні процесори) або застосування паралельних та розподілених обчислень [9]. Саме останнє є найближчою перспективою для продовження подальших досліджень у цьому напрямі.

Список літератури

1. **Купін А.І.** Інтелектуальна ідентифікація та керування в умовах процесів збагачувальної технології : Монографія / **А.І. Купін**. – Київ: Вид. «Корнійчук», 2008. - 204 с.
2. Методи робастного, нейро-нечеткого і адаптивного управління / Под.ред. **Н.Д. Егупова**. – М.: Изд-во МГТУ ім. Н.Э. Баумана, 2002. – 744 с.
3. **Комашинский В.И.** Нейронные сети и их применение в системах управления и связи / **В.И. Комашинский, Д.А. Смирнов**. – М.: Телеком, 2002. – 94с.
4. Нестационарные системы автоматического управления: анализ, синтез и оптимизация / Под ред. **Пупкова К.А., Егупова Н.Д.** – М.: МГТУ ім. Баумана, 2007. – 632 с.
5. **Медведев В.С.** Нейронные сети. MATLAB6. / **В.С. Медведев, В.Г. Потемкин**. – М.: ДИАЛОГ-МИФИ, 2002. – 496 с.
6. **Руденко О.Г.** Адаптивное управление многомерными нелинейными объектами на основе радиально-базисных сетей / **О.Г. Руденко, А.А. Бессонов** // Кибернетика и системный анализ. - №2, 2005. - С. 9-18.
7. **Черноруцкий И.Г.** Методы оптимизации в теории управления / **Черноруцкий И.Г.** - СПб.: Питер, 2004. - 256 с.
8. **Купін А.І.** Узагальнений алгоритм нейромережевої ідентифікації ТП збагачення залізної руди / **А.І. Купін** // Вісник КТУ. - Вип.13. - Кривий Ріг: КТУ, 2006. – С.147-150.
9. **Купін А.І.** Паралельний алгоритм навчання багатопараметричних нейро-мережевих структур / **А.І. Купін, Д.І. Кузнецов** // Збірник наукових праць НГУ. - №32. - Дніпропетровськ: РВК НГУ, 2009. - С. 135-141.

Рукопись поступила в редакцию 22.07.12

УДК 622.271:622.684

·А.В. ГАЛЬЧЕНКО, асистент, Ю.А. МОНАСТИРСЬКИЙ, А.В. ВЕСНІН, кандидати техн. наук, доценти, В.О. СІСТУК, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КОРИГУВАННЯ МІНІМАЛЬНОЇ ШИРИНИ ПЛОЩАДОК ДЛЯ МАНЕВРУВАННЯ КАР'ЄРНИХ АВТОСАМОСКИДІВ ВІДПОВІДНО ДО ГІРНИЧОТЕХНІЧНИХ УМОВ

Досліджено зміну радіусу повороту великовантажних кар'єрних автосамоскидів від коефіцієнтів опору кочення опорних поверхонь маневрових площадок та встановлено коефіцієнт, що коригує розміри площадок для маневрування у відповідності до характеристик їх покриття.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Експлуатація кар'єрних автосамоскидів на кар'єрах Криворізького регіону характеризується складними гірничотехнічними умовами, що виражаються наявністю неукріпленого ґрунтового покриття з глибокими коліями на багатьох основних ділянках трас та особливо пухкого в пунктах навантаження-розвантаження гірничої маси, де від автосамоскидів вимагають максимальних показників маневреності. У той же час, при визначенні розмірів маневрових площадок у відповідності до норм технологічного проектування (НТП) [3], мінімальний радіус повороту кар'єрних автосамоскидів приймається з їх технічної характеристики, де зазначається його величина, яка отримана в умовах полігонних випробувань, без урахування характеристик опорних поверхонь конкретно-

го кар'єру, що набагато гірші полігонних випробувань на рівному асфальтобетонному покритті з великим коефіцієнтом зчеплення (0,8-0,9) та низьким коефіцієнтом опору кочення (0,015) [2].

У зв'язку з цим, можливе ускладнення процесів маневрування автосамоскидів при установці під екскаватор та в пунктах розвантаження при низьких величинах коефіцієнтів зчеплення та значному показнику опору кочення поверхні маневрових площадок, що виражається в зсуві передніх коліс і ковзанні задніх, та як слідство, в збільшенні радіусів повороту. У такому випадку, визначення розмірів маневрових площадок без урахування можливості зсуву та ковзання коліс автосамоскиду, що приводять до збільшення мінімального радіусу, може привести до помилок при проектуванні маневрових площадок та у подальшому бути причиною ще більшого погіршення умов експлуатації машин при невідповідності робочого простору фактичним характеристикам автосамоскидів.

Аналіз досліджень та публікацій. Безпосередньо величина коефіцієнту опору кочення та зчеплення в умовах конкретного кар'єру визначена експериментальним шляхом [2]. Крім того, регламентована рівність дорожнього покриття, ширина кар'єрних автодоріг залежно від швидкості руху, та відкоригована швидкість руху по кривим [2]. Однак поправочні коефіцієнти щодо визначення ширини маневрової площадки, які б враховували збільшення радіусу повороту автосамоскидів за відповідних характеристик опорної поверхні даних площадок, зараз відсутні.

Постановка задачі. Метою дослідження є встановлення коефіцієнту, що корегує вираз щодо визначення ширини маневрових площадок у відповідності до характеристик їх опорної поверхні.

Для досягнення поставленої мети необхідно визначити:

сили, що виникають на повороті кар'єрного автосамоскиду в контакт з опорною поверхнею за існуючими підходами;

вплив коефіцієнту опору кочення на величину мінімального радіусу повороту кар'єрного автосамоскиду;

вираз для коефіцієнту врахування характеристик опорної поверхні маневрових площадок, що викликають зсув передніх коліс на повороті.

Викладення матеріалу та результати. Мінімальна ширина площадки для маневрів автосамоскидів при подачі під навантаження в НТП визначається з виразу, що універсальним для всіх типів екскаваторних заходок [3]

$$p = \sqrt{(1,3 \cdot R_{\min})^2 - L^2} + L + B_n \quad (1)$$

де R_{\min} - мінімальний радіус повороту з технічної характеристики автосамоскиду, м; L - колісна база автосамоскиду, м; B_n - величина переднього звису, м.

Отже, для визначення впливу опору кочення на мінімальну ширину маневрових площадок необхідно встановити вплив коефіцієнту опору кочення на величину радіусу повороту кар'єрного автосамоскиду. Для цього необхідно визначити сили, що виникають в контакт з опорною поверхнею на повороті, враховуючі, що рух кар'єрних автосамоскидів у пунктах навантаження та розвантаження при кутах повороту керованих коліс, що наближаються до максимальних, характеризується сталим режимом с радіусами та швидкостями близькими до мінімальних.

Існує декілька підходів щодо визначення сил, що діють на повороті колісної машини. Сили можуть бути представлені: у вигляді емпіричної залежності для нелінійного уводу (формула Песейки) [7], з урахуванням тертя часткового ковзання (модель МГТУ) [5], у функціях від координат миттєвих центрів швидкостей (МЦШ) кожного колеса [5], з рівнянь руху системи та пружних зв'язків [1].

Розглянемо останній підхід [1], тим більше, що він передбачає дотримання умов рівноваги.

За даною методикою, величину бокових сил, що діють на передню та задню вісь при сталому режимі повороту, після перетворень, може бути представлено

$$R_{y1} = mV_{x1}^2 \frac{b}{L^2} \operatorname{tg} \gamma \sec \gamma + R_{k1} \operatorname{tg} \gamma; \quad R_{y2} = mV_{x1}^2 \frac{a}{L^2} \operatorname{tg} \gamma \quad (2)$$

де R_{y1} , R_{y2} - бокові сили, що діють на передню та задню вісь, Н; V_x - проекція вектору швидкості центра мас на повздовжню вісь, м/с; a , b - координати центру ваги, м; γ - середній кут повороту керованих коліс, град.; R_{k1} - поздовжня сила, що діє на колеса передньої вісі, Н.

Оскільки

$$R_{k1} = fR_{z1} = fmg \cdot \frac{b}{L}$$

то

$$R_{y1} = m \cdot \frac{b}{L} \cdot \operatorname{tg} \gamma \cdot \left(\frac{V_{x1}^2}{L} \sec \gamma + f \cdot g \right) \quad (3)$$

Вираз для радіусу повороту має вигляд

$$R_n = \frac{\frac{L}{\operatorname{tg}(\gamma - \delta_{e1}) + \operatorname{tg}(\delta_{e2})} + \frac{B_1}{2}}{\cos(\gamma - \delta_{e2})} \quad (4)$$

де δ_{e1} , δ_{e2} - кути силового уводу передньої та задньої вісі, рад, B_1 - колія передніх коліс, м.

Малі швидкості маневрування та жорсткість шин кар'єрних автосамоскидів у боковому напрямку дозволяють зробити висновок про відсутність уводу на повороті, але при великих кутах повороту керованих коліс та великому опору коченні в сумі з низьким зчепленням може спостерігатися зсув передніх коліс та збільшення радіусу повороту. У нашому підході зсув коліс враховується через увід останніх, оскільки, незважаючи на деякі відмінності у фізичній природі описаних явищ, результат їх впливу буде однаковим з математичної точки зору.

Відомо, що в зоні чистого уводу величина бокової сили прямо пропорційна кутам уводу

$$\delta_{e1} = \frac{R_{y1}}{K_{\delta 1} + K_{\delta 2}}; \quad \delta_{e2} = \frac{R_{y2}}{K_{\delta 3} + K_{\delta 4}} \quad (5)$$

де $K_{\delta i}$ - відкоригований коефіцієнт опору боковому уводу шини (Н/рад) за відомої з теорії руху колісних машин методики [4].

$$K_{\delta i} = K_{\delta n} \cdot q_{xi} \cdot q_{zi} \cdot q_{\phi i} \quad (6)$$

де $K_{\delta n}$ - номінальний коефіцієнт опору боковому уводу шини (Н/рад); q_{xi} , q_{zi} , q_{ϕ} - коефіцієнти коригування номінального коефіцієнту опору боковому уводу за повздовжньою реакцією, вертикальною реакцією, зчпними особливостями поверхні відповідно.

Оскільки дослідної та теоретичної інформації, яка б дозволяла чітко визначитись з виразом для номінального коефіцієнту опору боковому уводу шин великовантажних кар'єрних автосамоскидів, недостатньо, тому будемо використовувати наступні залежності для визначення його номінального значення

$$K_{\delta n} = 780(d + 2b_{uu}) \cdot p_{uu} \quad (7)$$

де d - посадочний діаметр шини, м; b_{uu} - ширина профілю шини, м; p_{uu} - внутрішній тиск шини, кПа;

Тоді залежність радіусу повороту від коефіцієнту опору кочення, враховуючи (2)-(7)

$$R = \frac{\frac{L}{\operatorname{tg} \left(\gamma - \frac{m \frac{b}{L} \operatorname{tg} \gamma \left(\frac{V_{x1}^2}{L} \sec \gamma + fg \right)}{\sum_{i=1}^2 K_{qi} q_{xi} q_{zi} q_{\phi i}} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{m V_x^2 \frac{a}{L^2} \operatorname{tg} \gamma}{\sum_{i=3}^4 K_{qi} q_{xi} q_{zi} q_{\phi i}} \right)} + \frac{B_1}{2}}{\cos \left(\gamma - \frac{m V_x^2 \frac{a}{L^2} \operatorname{tg} \gamma}{\sum_{i=3}^4 K_{qi} q_{xi} q_{zi} q_{\phi i}} \right)}$$

Коефіцієнт врахування зсуву передніх коліс представляє собою відношення мінімального радіусу повороту в залежності від коефіцієнту опору кочення до мінімального радіусу повороту з технічної характеристики машини

$$k_{зпк} = R_{\min \phi} / R_{\min}$$

де $R_{\min \phi}$ - фактичний мінімальний радіус повороту автосамокиду, м; R_{\min} - мінімальний радіус повороту з технічної характеристики автосамоскиду, м.

Загальна формула для коефіцієнту врахування зсуву передніх коліс

$$k_{зпк} = \frac{\frac{L}{\operatorname{tg} \left(\gamma - \frac{m \frac{b}{L} \operatorname{tg} \gamma_{\max} \cdot \left(\frac{V_{x1}^2}{L} \sec \gamma_{\max} + f \cdot g \right)}{\sum_{i=1}^2 K_{qi} \cdot q_{xi} \cdot q_{zi} \cdot q_{\phi i}} \right) + \operatorname{tg} \left(\frac{m V_x^2 \frac{a}{L^2} \cdot \operatorname{tg} \gamma_{\max}}{\sum_{i=3}^4 K_{qi} \cdot q_{xi} \cdot q_{zi} \cdot q_{\phi i}} \right)} + \frac{B_1}{2}}{\cos \left(\gamma - \frac{m \cdot V_x^2 \cdot \frac{a}{L^2} \cdot \operatorname{tg} \gamma_{\max}}{\sum_{i=3}^4 K_{qi} \cdot q_{xi} \cdot q_{zi} \cdot q_{\phi i}} \right)} \cdot R_{\min} \quad (8)$$

Отже, задаючись швидкістю маневрування автосамоскиду та коефіцієнтом опору кочення маневрової площадки можливо визначити, наскільки збільшиться мінімальний радіус повороту при маневруванні в реальних умовах кар'єру порівняно з умовами полігонних випробувань (ідеальними умовами).

Вираз для мінімальної ширини маневрової площадки, що відкоректований за допомогою запропонованого коефіцієнту, матиме вигляд

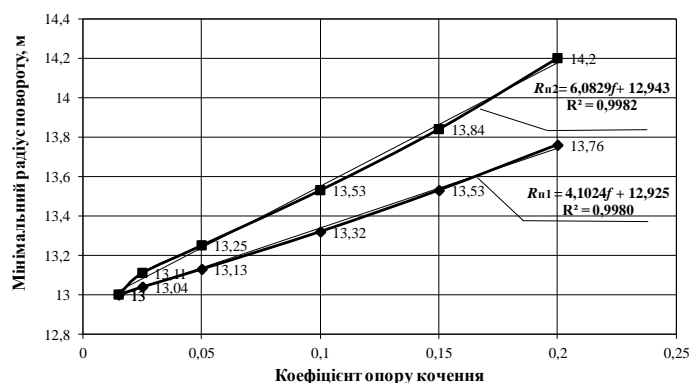
$$p = \sqrt{(1,3 \cdot R_{\min} \cdot k_{\text{злк}})^2 - L^2} + L + B_n$$

Чисельна реалізація методики була проведена для автосамоскидів виробництва БелАЗ серії 7513 вантажопідйомністю 136 т, що знаходились у ненавантаженому стані (маневрування зі швидкістю 3 км/год у пунктах навантаження) та при повністю завантаженій платформі (при русі на розвантажувальних пунктах), враховуючи, що коефіцієнт опору кочення в пунктах навантаження-розвантаження може змінюватися від 0,025 (грунтове покриття, що не зминається для прогину) до 0,2 (пухке грунтове покриття, зі зминанням шин до 300 мм), а коефіцієнт зчеплення для кар'єрного ґрунту становить 0,55. Розміри слідів передніх коліс визначалися заміром на відповідній техніці в умовах ГТЦ ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Встановлено, що при збільшенні коефіцієнту опору кочення з 0,025 до 0,2 мінімальний радіус повороту ненавантаженого автосамоскиду БелАЗ-75131 збільшується з 13,04 до 13,76 м, а повністю завантаженого - з 13,11 до 14,18 м (рис. 1), що свідчить про перехід із зони чистого

уводу до зони уводу з ковзанням за даних умов.

Рис. 1. Залежність мінімального радіусу повороту від коефіцієнту опору кочення: R_{n1} - для знятого автосамоскиду БелАЗ-75131; R_{n2} - для завантаженого автосамоскиду БелАЗ-75131



Отже, при наявності граничного коефіцієнту зчеплення при максимальному куті повороту керованих коліс відбувається зсув передніх коліс та втрата керованості та маневреності, або ковзання задніх коліс, що приводить до втрати стійкості.

Зміна мінімального радіусу повороту та ширини маневрової площадки при зміні стану її покриття представлені в табл. 1.

Таблиця 1

Необхідна мінімальна ширина маневрової площадки для автосамоскидів БілАЗ-75131 відповідно до стану її покриття

Стан опорної поверхні площадки	Коефіцієнт опору кочення, f	Коефіцієнт зчеплення, ϕ	Коригування коефіцієнту, $K_{\text{злк}}$	Мінімальний радіус повороту а/с БілАЗ-75131, м	Ширина площадки для маневрів, м
Дуже тверде грунтове покриття	0,015	0,65	1,000	13,01	24,21
Грунтове покриття з прогином під навантаженням до 25 мм	0,04	0,55	1,008	13,11	24,35
Пухкий пісок або гравій	0,10	0,36	1,027	13,36	24,70
Грунтове покриття з глибокими колями, з прогином до 200 мм	0,14	0,45	1,040	13,52	24,91
Грунтове покриття з глибокими колями, з прогином до 300 мм	0,20	0,40	1,059	13,76	25,25

Отже, при погіршенні стану покриття маневрових площадок їх мінімальна ширина для автосамоскидів БілАЗ-7131 повинна збільшуватись з 24,2 до 25,25 м, що можливо враховувати при проектуванні кар'єру за допомогою запропонованого коефіцієнту.

Висновки. У результаті проведених досліджень по основному показнику статичної пово-

роткості великовантажного кар'єрного автосамоскиду та відповідній ширині площадки для маневрів встановлено:

бокові сили, що виникають на повороті кар'єрного автосамоскиду при швидкості 3 км/год та максимальному куті повороту керованих коліс мають невелике значення, але викликають часткове ковзання останніх з уводом при збільшенні коефіцієнту опору кочення опорної поверхні;

при збільшенні коефіцієнту опору кочення з 0,025 до 0,2 мінімального радіусу повороту знарядженого автосамоскиду БелАЗ-75131 збільшується з 13,04 до 13,76 м, а повністю завантаженого - з 13,11 до 14,18 м;

встановлено коефіцієнт, що дозволяє враховувати характеристики опорної поверхні площадок для маневрування кар'єрних автосамоскидів при визначенні їх розмірів в умовах конкретних кар'єрів.

Список літератури

1. Бобошко А.А. Підвищення маневреності колісних тракторів і самохідних шасі: автореф. дис. канд. техн. наук: спец. 05.22.02 / А.А. Бобошко. - Харків, 2002. - 19 с.
2. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы / Мариев П. Л., Кулешов А. А., Егоров А. Н., Зырянов И. В. – СПб: Наука, 2004. - С.146-152
3. Нормы технологического проектирования гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки корисних копалин. Київ, 2007.- 224 с.
4. Смирнов А.Г. Теория движения колесных машин: Учебн. для студ. машиностроит. спец. вузов. - 2-е изд., доп. и перераб. – М.: Машиностроение, 1990. -320с.
5. Трояновская И.П. Методология моделирования движения тракторных агрегатов: автореф. дисс. доктора техн. наук: 05.05.03, 05.05.04 / Трояновская Ирина Павловна. - Челябинск, 2011. – 35с.
6. Чернышев Н. В. Комплексная система управления поворотом боевой колёсной машины 8x8 : автореферат дис. канд.тех. наук : 05.05.03 / Чернышев Николай Васильевич.- Москва, 2009.- 16 с.
7. Расејка Н.В. Tire and Vehicle Dynamics.-2nd edition, SAE International, 2005. 642 p.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 621.67.004.6

С.С. ДУБРОВСКИЙ, канд. техн. наук, доц., С.П. САМОШКИНА, ст. преподаватель, Е.В. ОРЛОВ, студент, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ ДЕФЕКТОВ ПОЛУЧЕННЫХ В ПРОЦЕССЕ ИЗГОТОВЛЕНИЯ И МОНТАЖА НА ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ДЕТАЛЕЙ

В работе проведен анализ основных дефектов валов шламовых насосов. Рассмотрено влияния дефектов изготовления и монтажа на прочностные характеристики валов. с помощью моделирования в CAD/CAE системах «SolidWorks» и «Компас 3D».

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Обеспечение требуемых качественных показателей изделий является актуальной задачей. При этом дефекты на поверхности материала, полученные в процессе изготовления и монтажа, относятся к числу факторов, существенно влияющих на многие характеристики качества изделий. Большой опыт эксплуатации изделий в различных областях техники и многочисленные эксперименты показывают, что поверхностные дефекты существенно влияют на износостойкость, коррозионную стойкость, усталостную прочность и долговечность изделий.

Анализ исследований и публикаций. Проведенный анализ литературных источников [1-3] показал что, качественное и количественное влияние поверхностных дефектов на целый ряд функциональных свойств изделий ещё не в полной мере раскрыто. Основным недостатком является то, что не учитывается сложный характер влияния состояния поверхностного слоя на зарождение и развитие дефектов под действием статических и динамических нагрузок в процессе эксплуатации, о чем свидетельствуют частые случаи преждевременного выхода из строя высоконагруженных деталей машин. Одной из причин этого является отсутствие простых, надежных и приемлемых по стоимости средств измерений и контроля этих дефектов.

Постановка задачи. В связи с изложенным, требуется дальнейшее исследование влияния дефектов изготовления и монтажа валов шламовых насосов, с помощью CAD/CAE систем «Solid Works» и «Компас 3D», на прочностные характеристики деталей.

Изложение материала и результаты. Вал является несущей деталью роторной части мно-

гих механизмов горных машин. Он относится к наиболее нагруженным деталям, выполняющим работу в сложных условиях. В процессе работы шламового насоса на вал воздействуют значительные нагрузки, вызванные сложным взаимодействием массовых, гидравлических и динамических сил и моментов, в связи с чем при изготовлении и ремонте к валам предъявляются высокие требования.

Несмотря на это, значительная часть валов выходит из строя до истечения назначенного или межремонтного ресурса. Так, анализ собранных статистических данных с ведущих предприятий горно-металлургического комплекса региона, за 2011 г. показал (табл. 1), что приблизительно 10 % валов обрабатывают полный ресурс, 15-20 % валов не подлежат восстановлению.

Таблица 1

Статистические данные

Предприятие	Количество отремонтированных насосов	Количество валов подлежащих восстановлению	Количество валов не подлежащих восстановлению	Количество валов не требующих ремонта
ОАО "Южный ГОК"	340	249	66	25
ПАО "Арселор Миттал Кривой Рог"	244	192	34	18
ПАО "Северный ГОК"	799	674	97	28
ПАО "Центральный ГЗК"				
НКГОК	343	249	66	28

К основным конструктивным дефектам относятся трещины (рис.1а), вырыв металла (рис.1б), износ поверхности (рис.1в), дефекты изменения формы и взаимного размещения поверхностей.

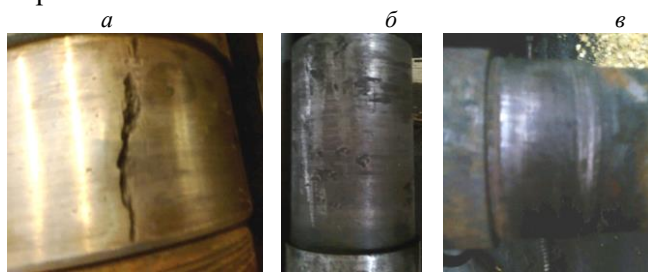


Рис. 1. Основные конструктивные дефекты валов

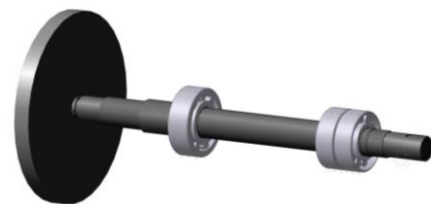


Рис. 2. Трехмерная модель ротора

Учитывая выше сказанное, необходимо выполнить анализ напряженно-деформированного состояния детали для определения основных причин возникновения дефектов. Для этого разработана трехмерная модель конструкции ротора насоса (рис. 2).

Расчет напряженно-деформированного состояния выполнен методом конечных элементов в трехмерной постановке с использованием программных продуктов «Solid Works» и «Компас 3D, АПИМ». Расчет проведен при вращении вала с частотой 1000 об/мин., начало вращения происходило с ускорением 17 град./с. Закон деформирования рассматривался с учетом механических свойств материала сталь 45, физические характеристики которой: предел текучести 560 МПа, модуль упругости 210000 МПа, плотность 7810 кг/м³. Допускаемые

напряжения сжатия 600 МПа, предел усталостной прочности 294 МПа.

В процессе расчета было установлено, что в начале этапа вращения (рис. 3) максимальное деформирование и напряжения возникают на участке соединения вала с приводом.

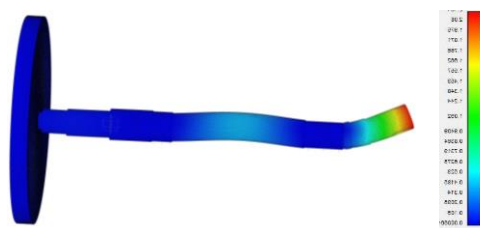


Рис. 3. распределение интенсивности напряжений при запуске насоса

При этом максимальные напряжения в ограниченных зонах превышает предела текучести и достигает 700 МПа.

В дальнейшем зона максимального воздействия смещается на участок между опорой и крыльчаткой

насоса (рис. 4).

Причиной является действие значительного крутящего момента, неравномерного гидравлического нагружения крыльчатки, а также расстояния между опорой и крыльчаткой насоса.

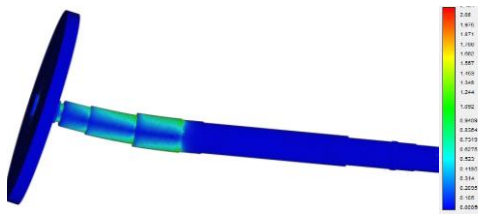


Рис. 4. Распределение интенсивности напряжений в процессе работы насоса

Также необходимо учитывать наличие концентраторов напряжений.

Полученные результаты напряженно-деформированного состояния, а также проведенный анализ выявленных в процессе эксплуатации дефектов и разрушений валов шламовых насосов показал, что они в большинстве случаев носят смешанный характер.

На ранней стадии, зарождение и развитие дефекта происходит, как правило, в зонах концентрации напряжений в поверхностном слое материала (в зонах накопления наибольших пластических деформаций) и носит усталостный характер. В дальнейшем, по мере уменьшения «живого» сечения вала, возрастают и становятся доминирующими статические напряжения от центробежных сил, динамические воздействия от гидравлических процессов, а также значительные вибрационные воздействия.

Как показывают многочисленные исследования, одним из основных факторов, определяющих сопротивление усталости металлов и сплавов, является состояние поверхностного слоя [4,5], а именно остаточные напряжения и шероховатость, точнее размер микровпаден (микротрещин). Что в основном зависит от технологических факторов. Учитывая тот факт, что восстановление изношенных поверхностей валов происходит путём наплавки покрытий необходимо также проводить исследования процесса сцепляемости и решения тепловой и динамической задачи удара, растекания и охлаждения частичек на подкладке (основном материале детали).

Следовательно, можно заключить, что высокий уровень усталостной повреждаемости валов в эксплуатации свидетельствует не столько о недостаточном запасе длительной статической и вибрационной прочности, на которые обычно производится расчет, сколько о преобладающем влиянии усталостных напряжений и состояния поверхностного слоя, особенно поле нанесения покрытий, которое до настоящего времени при расчетах практически не учитывается.

Выводы и направления последующих исследований. В результате проведения исследований напряженно-деформированного состояния вращающегося вала шламового насоса определены зоны сосредоточения максимальных напряжений и пластических деформаций. Что является основой для последующих исследований и разработки рекомендаций по конструктивному усовершенствованию детали.

Список литературы

1. Серенсен С.В., Когаев В.П. Шнейдерович Н.М. Несущая способность и расчет деталей машин на прочность: руководство и справочное пособие. М.: Машиностроение, 1975. - 488 с.
2. Ремонт повітряних суден та авіаційних двигунів / [Кудрін А. П., Зайвенко Г. М., Волосович Г. А., Хижко В. Д.]. - К.: НАУ, 2002. – 492 с.
3. Влияние состояния поверхности и контактного взаимодействия / В.Т. Трощенко, Г.В. Цыбанев, Б.А. Грязнов, Ю.С. Налимов. Киев. ИПП НАН Украины, 2009.-664 с.
4. Технологическое обеспечение эксплуатационных характеристик деталей ГТД / В.А. Богуслаев, Ф.М. Муравченко, П.Д. Жеманюк, В.Е. Замковой и др. Запорожье. ОАО «Мотор Сич», 2003. -396 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.12

УДК 621.926:34.16

В.С. МОРКУН, д-р техн. наук, проф., С.А. ГОНЧАРОВ, аспирант,
Н.С. ПОДГОРОДЕЦКИЙ, канд. техн. наук, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МОДЕЛИРОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ ДАВЛЕНИЯ В ПРОЦЕССЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ФРОНТА ИМПУЛЬСА ВЫСОКОЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО УЛЬТРАЗВУКА В ПОТОКЕ ПУЛЬПЫ

Приведено описание основных положений, используемых при математическом моделировании процесса распространения импульса высокоэнергетического ультразвука в случайно-неоднородной среде

Ключевые слова: моделирование, ультразвук, давление, пульпа.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. Высокоэнергетический ультразвук является эффективным средством воздействия на ряд физических, химических и биологических процессов. Интенсивные волны обладают рядом особенностей, резко отличных от свойств волновых процессов малой интенсивности. Учёт нелинейности выражений, лежащих в основе волнового уравнения, приводит к изменению формы колебаний в волне. Охарактеризовать эти изменения можно в рамках временного описания. При таком подходе определяются изменения, которые претерпевает сформированная излучателем гармоническая форма колебаний по мере распространения волны.

Анализ исследований и публикаций. При излучении высокоэнергетического ультразвука в пульпу образуется волновой пучок, описываемый тремя характерными масштабами, в которых происходит изменение его характеристик: длина волны λ , поперечный размер пучка L_{\perp} и его продольный размер L_{\parallel} , причем $L_{\parallel} \gg L_{\perp} \gg \lambda$ [1].

Поведение интенсивных пучков, наряду с дифракцией, определяется нелинейными эффектами, которые проявляются тем сильнее, чем больше амплитуда или интенсивность волны. Эти эффекты для ультразвуковых волн обусловлены нелинейностью уравнений гидродинамики, а также нелинейными свойствами среды, т.е. зависимостью отклика среды от амплитуды волны. Образование большого количества гармоник при нелинейном распространении ультразвуковых волн делает неудобным спектральное описание, широко используемое в нелинейной оптике. Необходимо использовать полевой подход, т.е. описывать поведение временного профиля волны, который за счет нелинейных эффектов искажается: на нем образуются крутые участки - ударные фронты. Совместное действие нелинейных и дифракционных эффектов еще более усложняет задачу.

Базовым уравнением для описания ультразвукового пучка является уравнение Хохлова-Заболотского, которое имеет следующий вид [1]

$$\frac{\partial}{\partial \tau} \left[\frac{\partial p'}{\partial x} - \frac{\varepsilon}{\rho_0 c_0^3} \right] = \frac{c_0}{2} \Delta_{\perp} p', \quad (1)$$

где p' - акустическое (избыточное) давление; c_0 - скорость звука; ρ_0 - плотность; ε - параметр акустической нелинейности среды.

Правая часть уравнения (1) описывает дифракционные эффекты, второе слагаемое в левой части - нелинейные эффекты. Переменная $\tau = t - x/c_0$ имеет смысл времени в «бегущей» в направлении x со скоростью звука c_0 системе координат, $\Delta_{\perp} = \partial^2 / \partial y^2 + \partial^2 / \partial z^2$ - лапласиан по поперечным координатам y и z . Для аксиально-симметричных пучков, которые будут рассматриваться далее, поперечный лапласиан имеет вид

$$\Delta_{\perp} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \frac{\partial}{\partial r} \right) = \frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r}, \quad (2)$$

где $r = \sqrt{y^2 + z^2}$.

Параметр ε является безразмерным и характеризует нелинейные свойства среды. Для конденсированных сред величина ε обычно составляет 3-10. В структурно-неоднородных средах к которым относится пульпа значения ε могут достигать 10^3 - 10^4 .

Для предсказания поведения нелинейных пучков приходится обращаться к численному моделированию. Основой метода конечных разностей, применяемых при решении уравнений в частных производных, является дискретизация - замена непрерывной области совокупностью изолированных точек (сеткой), причем решение уравнений ищется лишь в этих точках (узлах сетки) [2]. Производные заменяются (аппроксимируются) конечными разностями, и решение уравнения в частных производных сводится к решению системы алгебраических уравнений. Основные особенности получающейся системы алгебраических уравнений определяются типом исходного уравнения в частных производных (или системы уравнений в частных производных). Нестационарные задачи обычно сводятся к алгебраическим уравнениям, которые можно решать последовательно. В этой связи важным является вопрос о том, сколь точно решение разностных уравнений приближается к решению исходной задачи. Для этого анализируется погрешность аппроксимаций, устойчивость и согласованность разностных схем [1-4].

Цель исследований. Задачей исследований является математическое моделирование изменения давления в процесса распространения фронта импульса высокоэнергетического ультразвука в потоке пульпы для формирования и прогнозирования количественной характеристики движения частиц измельчённой руды в интенсивном ультразвуковом поле.

Изложение материала и результаты. Рассмотрим процесс изменения давления в потоке пульпы в процесса распространения фронта импульса высокоэнергетического ультразвука.

Краевые условия рассматриваемой задачи имеют вид

$$V(t, x = L) = 0, P(t, x = 0) = P_0. \quad (3)$$

Начальные условия в момент времени $t=0$ по всему измерительному каналу, скорость движения пульпы и давление считаем постоянными

$$P(t = 0, x) = P_0, V(t = 0, x) = V_0. \quad (4)$$

Модель распространения упругих волн по каналу строится на основе уравнений количества движения и упругой деформации пульпы в измерительном канале [3]

$$\rho \frac{\partial V}{\partial t} = -\frac{\partial P}{\partial x}, \quad \frac{\partial P}{\partial t} + \rho c^2 \frac{\partial V}{\partial x} = 0, \quad (5)$$

где ρ - плотность пульпы; c - скорость распространения упругих возмущений в пульпе (скорость звука).

Для решения нелинейных уравнений, описывающих процесс распространения ультразвукового импульса в пульпе, может быть использован двухшаговый вариант метода Лакса – Вендроффа. Применяя этот метод для решения уравнения переноса, можно получить явную двухшаговую трехслойную по времени разностную схему [2]

Шаг 1 (предиктор):

$$\frac{u_{j+1/2}^{n+1/2} - (u_{j+1}^n + u_j^n)/2}{\Delta t/2} + a \frac{u_{j+1}^n - u_j^n}{\Delta x} = 0. \quad (6)$$

Шаг 2 (корректор):

$$\frac{u_{j+1}^n - u_j^n}{\Delta t/2} + a \frac{u_{j+1/2}^{n+1/2} - u_{j-1/2}^{n+1/2}}{\Delta x} = 0. \quad (7)$$

Эта схема имеет второй порядок точности с погрешностью аппроксимации $O((\Delta x)^2, (\Delta t)^2)$ и устойчива при $|r| \leq 1$ ($r = a\Delta t/\Delta x$).

Моделирование нелинейного процесса распространения импульса высокоэнергетического ультразвука в пульпе требует высокой точности решения исходных уравнений. Решение этой проблемы может быть осуществлено путём использования линейной комбинации методов с разностями против потока, имеющих противоположные ошибки по фазе, что позволяет существенно уменьшить дисперсионную ошибку. Для этого будем использовать метод Бима и Уорминга [4], использующий как на шаге предиктор, так и на шаге корректор разности назад (разности против потока). При $a > 0$ этот метод приводит к разностной схеме

Предиктор:

$$\overline{u_j^{n+1}} = u_j^n - a \frac{\Delta t}{\Delta x} (u_j^n - u_{j-1}^n). \quad (8)$$

Корректор:

$$u_j^{n+1} = \frac{1}{2} \left[u_j^n + \overline{u_j^{n+1}} - a \frac{\Delta t}{\Delta x} (\overline{u_j^{n+1}} - \overline{u_{j-1}^{n+1}}) - \frac{a\Delta t}{\Delta x} (u_j^n - 2u_{j-1}^n + u_{j-2}^n) \right]. \quad (9)$$

Благодаря тому, что в правую часть уравнения (9) включена односторонняя с разностями против потока аппроксимация второй производной, схема имеет второй порядок точности с погрешностью аппроксимации $O((\Delta t)^2, (\Delta t)(\Delta x), (\Delta x)^2)$. Если подставить (8) в (9), то получится одношаговый алгоритм

$$u_j^{n+1} = u_j^n - r(u_j^n - u_{j-1}^n) + \frac{1}{2} r(r-1)(u_j^n - 2u_{j-1}^n + u_{j-2}^n). \quad (10)$$

Модифицированное уравнение для рассматриваемой разностной схемы имеет вид

$$u_t + ua_x = a \frac{(\Delta x)^2}{6} (1-r)(2-r)u_{xxx} - \frac{a(\Delta x)^2}{8\Delta t} r(1-r)^2(2-r)u_{xxx} + \dots \quad (11)$$

При $r=1$ и $r=2$ схема с разностями против потока имеет бесконечный порядок точности и

разностная схема устойчива при $0 \leq r \leq 2$. Для метода с разностями против потока при $0 < r < 1$ характерно опережение по фазе, а при $1 < r < 2$ – отставание. Поэтому при $0 < r < 1$ метод Лакса – Вендроффа и метод Бима и Уорминга с разностями против потока имеют противоположные ошибки по фазе, что и является основанием для решения поставленной задачи.

Исходные уравнения, используемые для моделирования изменения давления в процессе распространения импульса высокоэнергетического ультразвука в пульпе имеют пять параметров, поэтому предварительно преобразуем их к безразмерному виду в соответствии с методикой, приведенной в работе [3]. В качестве масштаба для продольной координаты выберем длину измерительного канала, а в качестве масштаба скорости – скорость звука. В соответствии с этим введем безразмерную пространственную координату $\bar{x} = x/L$ и скорость $\bar{V} = V/c$. В качестве масштаба времени выберем время распространения звука по каналу L/c . Тогда безразмерная временная координата – $\bar{t} = t/(L/c)$. С учетом этих соотношений исходные уравнения примут вид

$$\frac{1}{\rho c^2} \frac{\partial P}{\partial t} + \frac{\partial \bar{V}}{\partial x}, \quad \frac{\partial \bar{V}}{\partial t} + \frac{1}{\rho c^2} \frac{\partial P}{\partial x} = 0. \quad (12)$$

Определим отклонение давления под действием ультразвукового импульса от стационарного значения P_0

$$\Delta P = P - P_0; \quad (13)$$

$$\frac{\partial \bar{V}}{\partial t} + \frac{1}{\rho c^2} \frac{\partial (P - P_0) \bar{V}}{\partial \bar{x}} = 0 \quad \frac{1}{\rho c^2} \frac{\partial (P - P_0)}{\partial \bar{t}} + \frac{\partial \bar{V}}{\partial \bar{x}} = 0; \quad (14)$$

$$\frac{\partial \Delta \bar{P}}{\partial t} + \frac{\partial \bar{V}}{\partial t} = 0 \quad \frac{\partial \bar{V}}{\partial t} + \frac{\partial \Delta \bar{P}}{\partial \bar{x}} = 0, \quad (15)$$

где $\Delta \bar{P} = \Delta P / \rho c^2$. Тогда начальные условия задачи примут вид

$$\Delta \bar{P}(\bar{t} = 0, \bar{x}) \quad \bar{V}(\bar{t} = 0, \bar{x}) = \frac{V_0}{c} = \bar{V}_0 \quad (16)$$

Начальные условия содержат параметр \bar{V}_0 – безразмерную начальную скорость движения пульпы. Этот параметр можно исключить, если провести следующие преобразования переменных

$$\bar{\bar{V}} = \bar{V} / \bar{V}_0; \quad \Delta \bar{\bar{P}} = \Delta \bar{P} / \bar{V}_0 \quad (17)$$

В этом случае уравнения, краевые и начальные условия примут следующий окончательный вид

$$\frac{\partial \bar{\bar{V}}}{\partial t} + \frac{\partial \Delta \bar{\bar{P}}}{\partial \bar{x}} = 0 \quad \frac{\partial \bar{\bar{P}}}{\partial t} + \frac{\partial \bar{\bar{V}}}{\partial \bar{x}} = 0 \quad \Delta \bar{\bar{P}}(\bar{t}, \bar{x} = 0) = 0 \quad \bar{\bar{V}}(\bar{t}, \bar{x} = 1) = 0, \\ \Delta \bar{\bar{P}}(\bar{t} = 0, \bar{x}) = 0 \quad \bar{\bar{V}}(\bar{t} = 0, \bar{x}) = 1. \quad (18)$$

Базовый алгоритм расчета в соответствии с приведенными выше рассуждениями реализуется следующим образом (все переменные – безразмерные величины) [3]:

1. Расчет $\bar{\bar{V}}^{n+1}$, $\Delta \bar{\bar{P}}^{n+1}$ во всех точках с дробными индексами;
2. Расчет $\Delta \bar{\bar{P}}^{n+1}$, $\bar{\bar{V}}^{n+1}$ для всех внутренних точек с индексами от $j=2$ до $(n-1)$;
3. Расчет $\Delta \bar{\bar{P}}^{n+1}$, $\bar{\bar{V}}^{n+1}$ в концевых точках: $j=1$, $j=M$.

Индексная форма записи переменных означает следующее

$$\Delta \bar{\bar{P}}_j^{n+1} = \Delta \bar{\bar{P}}(t_{n+1}, x_j), \quad \Delta \bar{\bar{P}}_j^n = \Delta \bar{\bar{P}}(t_n, x_j), \quad \Delta \bar{\bar{P}}_{j+1}^n = \Delta \bar{\bar{P}}(t_n, x_{j+1}) \\ \bar{\bar{V}}_j^{n+1} = \bar{\bar{V}}(t_{n+1}, x_j), \quad \bar{\bar{V}}_j^n = \bar{\bar{V}}(t_n, x_j), \quad x_{j\pm 1} = x_j \pm h, t_{n+1} = t_n + \tau.$$

Следует отметить, что расчётная схема требует выполнения условия $\tau \leq h/2$.

Результаты моделирования представлены на рис. 1а-г. На рис. 1а-д показана динамика изменения давления во фронте импульса высокоэнергетического ультразвука конечной длительности при его распространении в среде без течения, а на рис. 1е-г – в потоке пульпы.

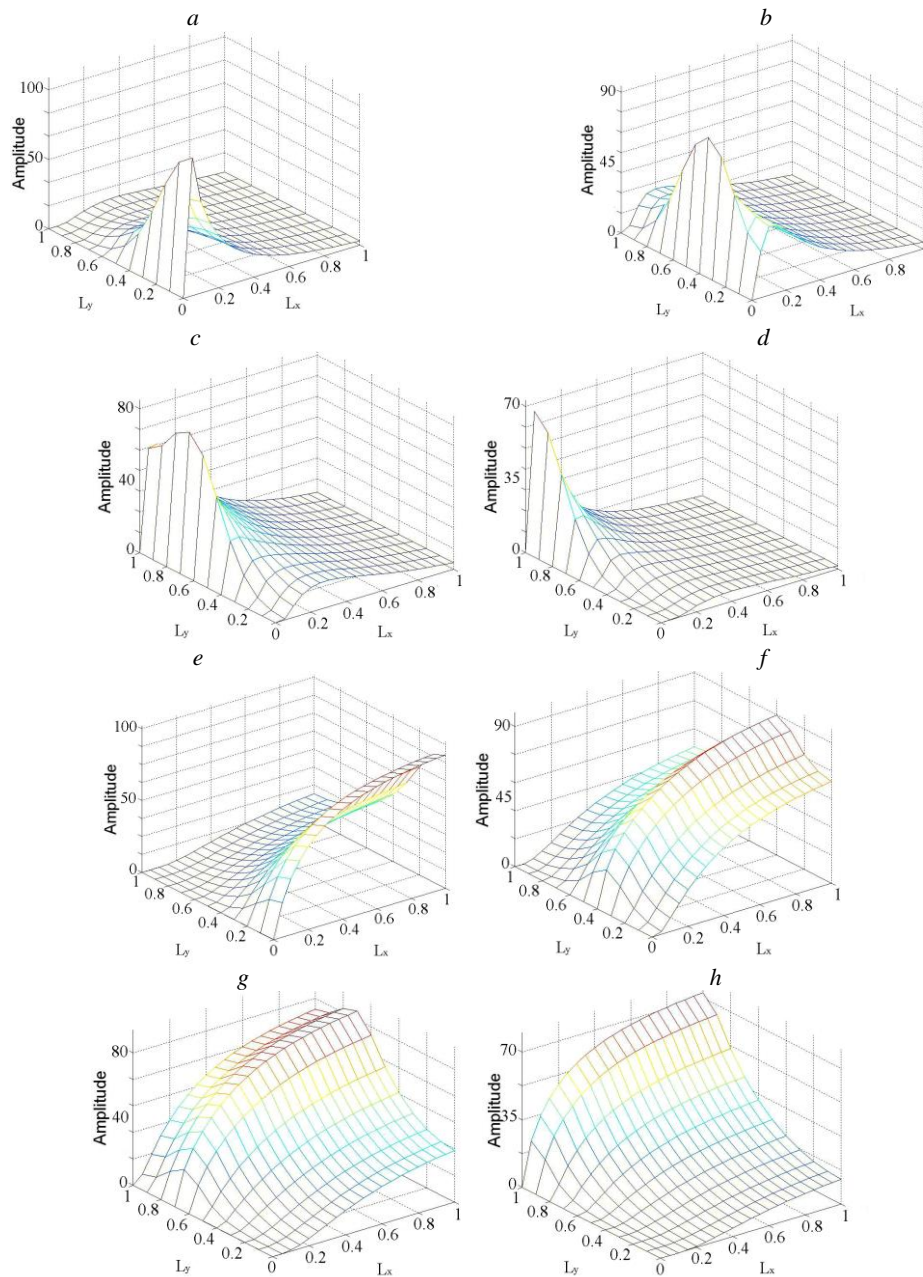


Рис. 1. Результаты моделирования

Выводы. Результаты моделирования изменения давления в процесса распространения фронта импульса высокоэнергетического ультразвука в потоке пульпы хорошо согласуются с экспериментальными данными (среднеквадратичное отклонение не превышает 0,72 %). Это является основанием для формирования и прогнозирования количественной характеристики движения частиц измельчённой руды в интенсивном ультразвуковом поле.

Список литературы

1. Хохлова В.А., Сапожников О.А., Пономарев А.Е., Руденко О.В. Численное моделирование нелинейных и дифракционных эффектов в звуковых пучках. - М.: Физический факультет МГУ, 2010. - 32 с.
2. Шрагер Э.Р., Миньков Л.Л. Компьютерное моделирование нестационарных газодинамических процессов. – Томск, 2006.
3. Королев, А. Л. Компьютерное моделирование процессов с распределенными параметрами / А. Л. Королев // Известия высших учебных заведений. Поволжский регион. Технические науки, 2008. - N 1 (5). - С. 138-150.
4. Beam R.M., Warming R.F. An Implicit Finite-Difference Algorithm for Hyperbolic Systems in Conservation Law Form// J. Comp. Phys, 1976. – Vol.22. – P.87–110.

Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 64.066.22: 658.26: 621.31: 620.9

С.Т. ТОЛМАЧОВ, д-р техн. наук, проф., О.В. ІЛЬЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
 Д.В. БАТРАКОВ, викладач, С.Л. БОНДАРЄВСЬКИЙ, ст. викл.,
 Ж.Г. РОЖНЕНКО, канд. техн. наук, доц., Р.О. ПАРХОМЕНКО, ст. викл.
 ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ОСНОВНИХ ПОКАЗНИКІВ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ В ДВНЗ «КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

Проведено аналіз стану енергоспоживання та енергоефективності в університеті, наведено проблемні питання в даній сфері. Окреслено основні шляхи щодо підвищення ефективності використання теплової та електричної енергії в умовах бюджетної організації, зокрема в ДВНЗ «Криворізький національний університет».

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними задачами. У наш час збереження високого рівня енергоемності валового внутрішнього продукту України та обсягів споживання дефіцитних енергоресурсів кваліфікується як загроза національній безпеці України в економічній, енергетичній, екологічній і соціальній сферах [1-3]. Якщо за показником споживання первинної енергії на душу населення Україна має відносно високі показники, то за ефективністю її використання - один з найнижчих показників (на душу населення Україна виробляє у 30-40 разів менше валового продукту, ніж країни з енергоефективною економікою). Протягом останніх десятиліть основою енергетичної політики промислово розвинених країн є теза «найбільш дешевою є не вироблена енергія, а збережена або ефективно використана». Для України ця теза має дуже актуальний характер. В 2009 р. енергоносії «коштували» Криворізькому технічному університету (з грудня 2011 р. увійшов у структуру «Криворізький національний університет») близько 5 млн грн., а у 2010 р. вже біля 6 млн. грн. Цей же показник в 2011 р. становив більше 7 млн грн. Якщо врахувати, що за прогнозними оцінками ряду провідних фахівців очікуване зростання цін на окремі види енергоресурсів за 5-7 років складе: на електричну енергію - 250 %, на природний газ - 560 %, а на теплову енергію - 480 %, стає очевидною нагальна потреба розробки термінових енергоефективних заходів, спрямованих на суттєве зменшення споживання води, теплової та електричної енергії.

Аналіз досліджень та публікацій. Особливо незадовільний стан енергоефективності спостерігається в бюджетній сфері - як на місцевому, так і на централізованому рівнях [1-5]. Практично оплата за спожиту енергію є основним бюджетним навантаженням будь-якої установи, причому з кожним роком воно суттєво зростає.

Викладення матеріалу та результати. В першу чергу слід звернути увагу на споживання теплової енергії будівлями університету. Групою енергоменеджменту «Регіонального центру енергоефективних технологій з енергозбереження» (РЦЕТЕ) був проведений аналіз показників витрат теплової енергії за 2009-2011 рр. будівлями університету (табл. 1) і наведена класифікація згідно з оцінкою класу витрат за «Європейською класифікацією споживання теплової енергії» на одиницю площі будівлі, яка зображена на рис. 1.

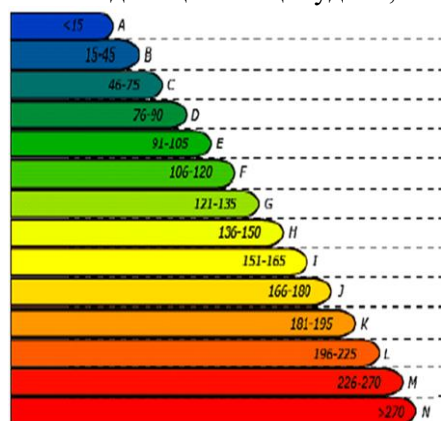


Рис. 1. Стандартизовані витрати теплової енергії (кВт·год/м²) за класами згідно з Європейською класифікацією витрат теплової енергії

Для порівняння зазначимо, що середньоевропейський показник витрат теплової енергії становить 35-40 кВт·год/м², у багатьох розвинених країнах у сучасні будівлі закладено норму в 15 кВт·год/м² і менше. Щодо України, то у нас цей показник у середньому становить біля 200 кВт·год/м² і, очевидно, є неприпустимо високим. Але навіть на фоні високих середніх по Україні показників звертають на себе увагу такі «рекордсмени» університету як «Палац молоді і студентів» - 251,5 кВт·год/м², навчально-лабораторний корпус (прибудова) - 245,17 кВт·год/м², навчальний корпус № 2 у 2010 р. - 238 кВт·год/м², навчальний корпус № 2 (книгосховище) - 331 кВт·год/м², спортзал - 234,1 кВт·год/м², гаражі - біля 300

кВт·год/м². З урахуванням, що середній по університету показник витрат теплової енергії (108,34 кВт·год/м²) менший за середньоукраїнський, у нас є величезний потенціал енергозбереження теплової енергії, як найбільш витратної статті бюджету університету.

Наприклад, зменшення споживання теплової енергії тільки на 5 % забезпечує економію порядку 250-300 тис. грн. (за цінами 2010-2011 рр.). У той же час енергоефективні заходи з утеплення приміщень гарантують 25-30 % економії теплової енергії. Звичайно, такий значний показник економії потребує великих капіталовкладень і не може бути досягнутий у короткотерміновій перспективі, але отримати 5-10 % економії при належній організації робіт та прийнятному фінансуванні можна у найближчі рік-два.

Таблиця 1

Динаміка витрат теплоенергії у 2010-2011 роках будівлями університету

Найменування будівлі	Площа, м ²	Витрата тепла, кВт·год		Відхилення, кВт·год, 2011/2010	Витрата тепла на одиницю площі, кВт·г/м ²		Клас витрат (за єврокласом) 2011	Клас витрат (за ДБН) 2011
		2010	2011		2010	2011		
Навчальний корпус №1	23511	2167390,4	1785634,4	-381756	92,1862	75,9489	E	C
Навч.-лаб. корпус (прибудова)	4056	938068,8	994410	56341,2	231,2793	245,1701	M	F
Виставковий павільйон	720	73126,4	77522,8	4396,4	101,5644	107,6706	E	D
ПМіС	3079	839051,2	774358	-64693,2	272,5077	251,4966	N	F
Навчальний корпус №6	10787	663775,2	662719,6	-1055,6	61,5347	61,4369	C	B
Гуртожиток №2	5505	301855,2	342223,2	40368	54,8329	62,1659	C	B
Гуртожиток №3	4675	474103,6	459371,6	-14732	101,4125	98,2613	E	E
Гуртожиток №4	7096	599662	581009,2	-18652,8	84,5070	81,8784	D	D
Навчальний корпус №2	7717	1836686	849004	-987682	238,0520	110,0174	M	F
Навчальний корпус №2 (книгосховище)	312	104504,4	103274,8	-1229,6	334,9500	331,0090	N	E
Лабораторія каф. розробки кор. копалин	283	56921,2	61062,4	4141,2	201,1350	215,7682	L	F
Навчальний корпус №3	5114	734129,2	759660,8	25531,6	143,5528	148,5453	H	F
Навчальний корпус №4	4693	845500,8	935818,4	90317,6	180,1621	199,4073	L	F
Спорткомплекс	750	71293,6	76803,6	5510	95,0581	102,4048	E	F
Спортзал	351	76246,8	82162,8	5916	217,2274	234,0821	L	F
Навчальний корпус №5а	1710	231025,6	217210	-13815,6	135,1027	127,0234	G	D
Гаражі	185	57744,8	54311,2	-3433,6	312,1341	293,5741	N	F
Автомайстерня	223	32735,2	30774,8	-1960,4	146,7946	138,0036	H	E
Навчальний корпус №5 (п'ятиповерховий)	2765	325345,2	305926,8	-19418,4	117,6655	110,6426	C	E
Навчальний корпус №5 (трюх- та двоповерховий)	2768	512952	473593,2	-39358,8	96,2928	88,9043	F	D
За всіма будівлями	88859	10942117,6	9626851,6	-1315266	123,1402	108,3385	G	E

Згідно з державними будівельними нормами [6] питомі тепловитрати на опалення будинків повинні відповідати умові

$$q_{\text{буд}} \leq E_{\text{max}}, \quad (1)$$

де $q_{\text{буд}}$ - розрахункові або фактичні питомі тепловитрати, кВт·год/м² або кВт·год/м³; E_{max} - максимально допустиме значення питомих тепловитрат на опалення будинку за опалювальний період, кВт·год/м² або кВт·год/м³, що встановлюється згідно з табл. 2 залежно від призначення будинку, його

поверховості та температурної зони експлуатації будинку, що приймається згідно з будівельними нормами. Дніпропетровська область і, відповідно, місто Кривий Ріг відносяться до другої температурної зони України [6] з нормативною кількістю градусодіб опалювального періоду на рівні від 3001 до 3500. Будівлі гуртожитків відносяться за призначенням до категорії «Житлові будинки та готелі», навчальні корпуси до категорії «Громадські й адміністративні будинки».

Таблиця 2

Нормативні максимальні тепловитрати багатопверхових будинків

Призначення будинку/кількість поверхів	Значення E_{max} , кВт·год/м ² , [кВт·год/м ³], для температурної зони			
	I	II	III	IV
Житлові будинки та готелі /	89 [32]	77 [28]	65 [24]	53 [19]
від 4 до 5	83 [30]	72 [26]	61 [22]	50 [18]
від 6 до 7	79 [29]	69 [25]	58 [21]	48 [17]
від 8 до 9	[44]	[38]	[32]	[26]
Громадські й адміністративні будинки /	[40]	[34]	[29]	[24]
1	[40]	[34]	[29]	[24]
2	[38]	[33]	[28]	[23]
3	94 [35]	81 [31]	69 [26]	56 [21]
від 4 до 5	89 [33]	77 [29]	65 [24]	53 [20]
від 6 до 7	83 [31]	72 [27]	61 [23]	50 [19]
від 8 до 9	89 [32]	77 [28]	65 [24]	53 [19]

Виконання умови (1) для будинку, що проектується або експлуатується, перевіряється на підставі результатів енергетичного аудиту будинку або з використанням математичних моделей теплового режиму будинку, а також за результатами розрахунків згідно з будівельними нормами [6].

Розрахункове значення питомих тепловитрат на опалення будинку за опалювальний період $q_{буд}$, кВт·год/м² або кВт·год/м³, визначається за формулою

$$q_{буд} = Q_{рік} / F_h, \text{ кВт·год/м}^2 \quad (2)$$

або

$$q_{буд} = Q_{рік} / V_h, \text{ кВт·год/м}^3, \quad (3)$$

де $Q_{рік}$ - витрати теплової енергії на опалення будинку протягом опалювального періоду року, кВт·год, що визначається на підставі результатів енергетичного аудиту будинку або за результатами розрахунків згідно з [6]; F_h, V_h - опалювана площа або об'єм будинку, м² або м³, що визначається згідно з положеннями ДБН В.2.2-15, ДБН В.2.2-9, СНиП 2.04.05, а також положеннями [6].

При виконанні умови за формулою (1) допускається застосовувати окремі конструктивні елементи теплоізоляційної оболонки із зниженими значеннями опору теплопередачі згідно з державними нормами класифікація витрат теплової енергії виконується за табл. 3. Різниця в % розрахункового або фактичного значення питомих тепловитрат $q_{буд}$ від максимально допустимого значення E_{max} визначається за формулою, %

$$\Delta(\%) = [(q_{буд} - E_{max}) / E_{max}] \cdot 100, \quad (4)$$

Таблиця 3

Класифікація будинків за енергетичною ефективністю за державними нормами

Класи енергетичної ефективності будинку	Різниця в % розрахункового або фактичного значення питомих тепловитрат $q_{буд}$, від максимально допустимого значення E_{max} , $[(q_{буд} - E_{max}) / E_{max}] \cdot 100\%$
A	Мінус 50 та менше
B	Від мінус 49 до мінус 10
C	Від мінус 9 до плюс 5
D	Від плюс 6 до плюс 25
E	Від плюс 26 до плюс 75
F	Плюс 76 та більше

Зазначимо, що порівняно з 2010 р. у 2011 р. витрати на опалення збільшилися на 423,8 тис. грн. і це відбулося виключно за рахунок збільшення вартості теплоенергії. Однак за цінами

енергоносіїв 2010 р., у 2011 р. відбулося б зменшення витрат на 660 тис. грн. У натуральних одиницях зменшення витрат теплоенергії становить 1000 ГКал, що є хорошим показником заходів з енергозбереження. При цьому в 2011 р. кількість градусо-діб становила 2800, а в 2010 р. цей показник становив 2650. Однак, є випадки, коли економія енергоресурсів відбувається внаслідок недотримання санітарно-гігієнічних умов роботи будівлі, тобто засобом недовиконання температурного режиму і теплозабезпечення згідно нормативних показників, що призведе до збільшення витрат електроенергії, що використовується для нагрівальних приладів.

Результати аналогічного аналізу щодо показників споживання електричної енергії наведено на рис. 2-5.



Рис. 2. Витрати електроенергії будівлями КНУ у 2008-2011 роках, кВт·год/м²

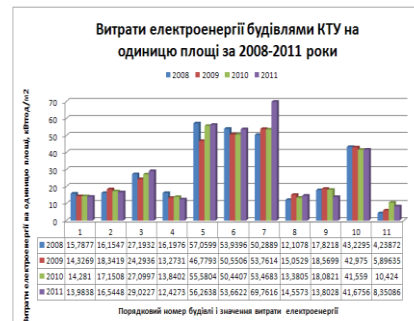


Рис. 3. Витрати електроенергії будівлями КНУ на одиницю площі будівлі у 2008-2011 роках, кВт/год

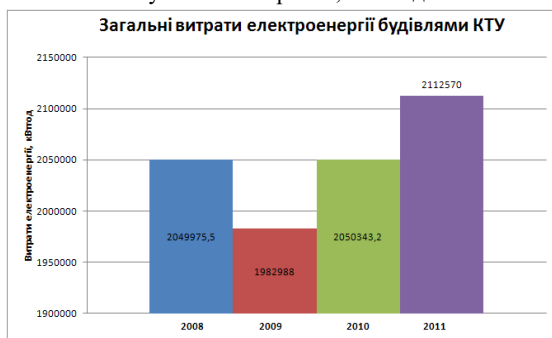


Рис. 4. Загальні витрати електроенергії будівлями КНУ у 2008-2011 роках, кВт/год

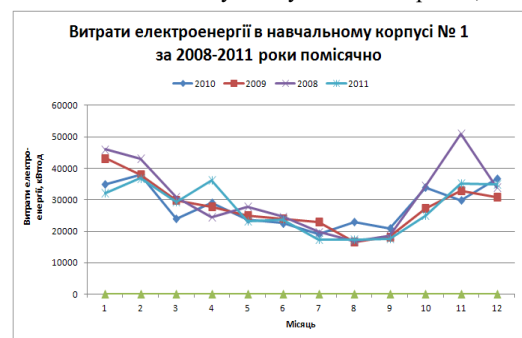


Рис. 5. Динаміка витрат електроенергії в навчальному корпусі №1 помісячно у 2008-2011 рр.

Зазначимо, що чисельні дослідження з енергоменеджменту [1-5] свідчать про те, що при низькому рівні енергоефективності і відповідно великому існуючому потенціалі енергозбереження тільки за рахунок ефективних організаційних (безвитратних) та маловитратних заходів можна забезпечити до 15 % економії енергоресурсів. Але це вимагає жорсткої дисципліни і суттєвого підвищення енергетичної культури, яка, на жаль, є вкрай низькою серед працівників і студентів університету. Тому підвищення енергетичної грамотності (а точніше ліквідація енергетичної безграмотності) повинна бути одним із пріоритетних напрямів роботи з енергозбереження.

Для встановлення параметрів мікроклімату та виконання температурних вимог у період грудень 2011 - лютий 2012 р. групою енергоменеджменту та енергоаудиторів РЦЕТЕ провели обстеження температурного режиму будівель університету шляхом безпосереднього вимірювання температури в характерних точках контролю. Вибір періоду обстеження обумовлений максимально високим рівнем низьких температур, які у зазначений період коливалися в межах від -20°C до $+5^{\circ}\text{C}$. Температура вимірювалася в характерних точках всередині приміщень: вікно (скло), радіатор (температура теплоносія в радіаторах опалення), зовнішня стіна, внутрішня стіна, бокова ліва стіна, бокова права стіна, стеля, підлога. Основними задачами обстеження були: визначення фактичних параметрів температурного режиму у холодний період опалювального сезону в цілому по університету та по окремих будівлях, оцінка відповідності температурного режиму санітарно-гігієнічним нормам, визначення місць найбільш активних втрат теплової енергії, формування переліку першочергових та невідкладних заходів зі зменшення теплових втрат, отримання фактичної інформації для оцінки потенціалу енергозбереження та розробки загальноуніверситетських заходів з підвищення ефективності споживання енергоресурсів. У результаті було встановлено, що середня температура в обстежених будівлях коливається в широких межах - від 0°C до $+24,5^{\circ}\text{C}$. При цьому в переважній більшості з них температура в

приміщеннях складає від 9 до 15 °С, що значно менше нормативно допустимої температури для освітніх заходів (20±2 °С). У середині приміщень спостерігається коливання температури в широких межах, наприклад в головному навчальному корпусі №1 зафіксовані коливання температури від 1 °С до 20 °С на різних поверхах та в межах окремого поверху від 1 °С до 18 °С. Температура радіаторів коливається в межах від 25 до 60 °С, що не відповідає температурному графіку опалення - 70/55 °С. Але є й випадки, коли температура радіаторів складає 79 °С (бокси) і 0 °С (спорткомплекс). У багатьох приміщеннях на кожному поверсі спостерігається тенденція до зниження температури у північному боці будівлі, різниця температур складає до 15 °С. Є приміщення (бокси, деякі будівлі по вул. Пушкіна) в яких температура близька до критичної, нижче якої можливе замерзання системи опалення. У спорткомплексі температура приміщення становить 7,8 °С при температурі радіатора 0 °С, тобто фактично відбувається відбір тепла з приміщення. У переважній більшості стан вікон та входних дверей не відповідає мінімальним вимогам щодо теплового опору. Неприпустимим слід вважати температурний режим у боксах, де зафіксовано найбільш високу температуру теплоносія в радіаторах системи опалення (79 °С) і саму низьку температуру в приміщенні (-3,6 °С). Це призводить до матеріальних втрат в обсязі біля 75 тис. грн. за рік. Цих коштів вистачило б для заміни встановлених у боксі вікон на більш енергоефективні. Є приклади невиконання наказу щодо утеплення приміщень в осінньо-зимовий період (великі щілини у вікнах та дверях, неякісне скління, відсутність утеплення вікон тощо). Звертає на себе увагу неякісне виконання робіт при встановленні металевопластикових вікон. Зафіксовані випадки, коли температура всередині приміщення під підвіконням металевопластикових вікон з необробленими відкосами становить -10,6 °С при зовнішній температурі повітря -19 °С.

Висновки і шляхи подальших досліджень. Стан енергоефективності в університеті знаходиться на низькому рівні і потребує вдосконалення. Існує великий потенціал енергозбереження і підвищення енергоефективних показників в університеті. Для покращення показників енергоефективності слід провести заходи з енергозбереження. Необхідно організувати проведення енергоаудиту всіх будівель університету, в першу чергу найбільш енергоємних та потужних за обсягами споживання енергії. На основі цих обстежень провести аналіз ефективності систем електро- та теплопостачання, виконати розрахунок теплового навантаження корпусів, огорожувальних конструкцій, тощо. За результатами енергоаудиту дослідити та обрахувати основні варіанти можливостей енергозбереження. Важливим заходом є організація відповідальної і дієвої університетської інспекції з питань енергозбереження та розробка спеціального положення, яке регламентує економне споживання енергії всіма співробітниками університету.

Список літератури

1. **Праховник А.В.** Енергетичний менеджмент. / **Праховник А.В., Розен В.П., Розумовський О.В.** // Навчальний посібник, та ін. -К., ІЕЕ НТТУ «КПІ», 1999, с. 184.
2. **Бакалін Ю.І.** Енергозбереження та енергетичний менеджмент: Навчальний посібн...-3-е вид., доп. та перероб...-Харків: Бурун і К, 2006.-320 с.
3. **Данилов О.Л.** Практическое пособие по выбору и разработке энергосберегающих проектов: В 7 разделах: Электронная библиотека / Под общ. ред. О.Л. Данилова, П.А. Костюченко.-М: Технопромстрой, 2006.-668 с.
4. Кривой Рог переходит на режим экономии - Кривой Рог сетевое обозрение - Глобус Кривого Рога: http://www.krivoy-rog.com/index.php?option=com_content&task=view&id=130347
5. **Сафіуліна К.Р., Колієнко А.Г., Тормосов Р.Ю.** Енергозбереження в університетських містечках: посібник для студ. вищих закл. освіти.-К: Поліграф плюс, 2010. – 328 с.
6. ДБН В.2.6-31:2006. Конструкції будівель і споруд. Теплова ізоляція будівель. К: Укрархбудінформ, 2006.

Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 621.311.4.031

О.М. СІНЧУК, д-р техн.наук, проф., С.М. БОЙКО, аспірант
Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського

ДО ПИТАННЯ ПРО ВИБІР ПОТУЖНОСТЕЙ ВІТРОГЕНЕРАТОРНИХ МІНІЕЛЕКТРОСТАНЦІЙ ДЛЯ ПІДЗЕМНИХ ВИРОБОК ШАХТ

Досліджено можливі потужності вітрогенераторів з різними типами вітрових коліс в підземних виробках шахт. Проаналізовано дані щодо роботи ортогональної вітроустановки за шахтних умов. Обґрунтовано застосування, для шахт, вітрогенераторів з вертикальною віссю обертання.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Вітроенергетичні установки (ВЕУ) досягли рівня комерційної зрілості й у місцях зі сприятливими швидкостями вітру і тому можуть конкурувати з традиційними джерелами виробництва електроенергії [1].

Між тим, незважаючи на значний потенціал вітроенергетичних комплексів (ВЕК), достатньо розвинену науково-технічну та промислову базу, велику кількість прийнятих нормативно-законодавчих актів, частка ВЕК у енергетичному балансі країни поки-що залишається незначною.

Одним із можливих місць локального використання вітрогенераторних мініелектростанцій є підземні виробки шахт, де згідно технології ведення робіт, постійна присутність повітряного потоку швидкістю 5-15 м/с [2,3].

Аналіз досліджень і публікацій. Аналіз досліджень і публікацій показав шарокомаштабне впровадження ВЕК як в Україні, так і у світі [1]. Однак впровадження ВЕК у підземних виробках шахт, при наявності в них постійного повітряного потоку поки ще не відбулося.

Постановка завдання. Аналіз можливостей та оцінка необхідних потужностей вітрогенераторних мініелектростанцій з різними типами вітрових коліс для підземних виробок рудних шахт.

Викладення матеріалу і результати. Особливістю використання енергії вентиляційного повітря в підземних виробках шахт є обмеження розмірів вітроколеса, напрям та сила вентиляційного повітря. Виходячи з цих особливостей вибір вітроколеса для вітрогенератора є ряд суттєвих відмінностей від класичних [1,3].

Так потужність, яку буде виробляти вітрова установка, залежить не лише від швидкості потоку, але й від геометричних розмірів вітрового колеса, коефіцієнту використання енергії вітру, густини середовища (у даному випадку шахтного повітря). Можлива величина потужності, вироблена вітроустановкою, визначиться за формулою (1) Вт

$$N_{\text{вев}} = 0,5\rho V^3 SE, \quad (1)$$

де E - коефіцієнт використання енергії вітру (КВЕВ), %; ρ - густина повітря, м³/кг; V - швидкість вітру, м/с; S - площа, описана лопатями вітрового колеса, м².

Площа, описана лопатями вітрового колеса визначається за формулою (2) м²

$$S = 2\pi Rb, \quad (2)$$

де R - радіус вітрового колеса, м; b - висота вітрового колеса, м.

Коефіцієнт використання енергії вітру (КВЕВ) ідеального вітряка обчислюється за формулою Жуковського [2, 5] і становить 0,593. Для ортогональних вітряків КВЕВ становить від 0,15 до 0,2. У даному випадку можна прийняти $E = 0,2$.

Як відомо [2,4] густина повітря в шахтах відрізняється від густини атмосферного. Такі чинники як температура, тиск, вологість та в'язкість визначають величину густини шахтного повітря на певній глибині шахти. У даному розрахунку за найменшу глибину шахти прийнята реальна - у 500 м, а за найбільшу - 1500 м [3].

Отже, густина рудничного повітря змінюється з глибиною (адже кожен із вищевказаних чинників змінюється з глибиною), тобто існує діапазон значень густини. Це допомагає провести розрахунок потужності вітрових установок для різних глибин шахт.

Як вказано вище, швидкість також є змінним параметром, що обумовлено правилами безпеки вентиляції шахт і також має свій діапазон величин [2,3,]. Це також допомагає обчислювати потужність встановленої вітрової енергетичної установки для різної швидкості вентиляційних потоків.

Вітрова установка з горизонтальною віссю обертання

довжина лопаті -	0,8 м;
швидкість повітря -	5...15 м/с;
коефіцієнт використання енергії вітру -	20 %;
площа, описана лопатями -	2,0096;
ККД генератора -	85 %;
ККД редуктора -	90 %;
густина середовища -	1,22 кг/м ³ .

Потужність вітрової установки в заданому діапазоні швидкостей вітру розраховується за формулою (3) Вт

$$P = 0,5\rho S V^3 E \eta_{\Gamma} \eta_{\text{р}}. \quad (3)$$

Результати розрахунку відображено на рис. 1.

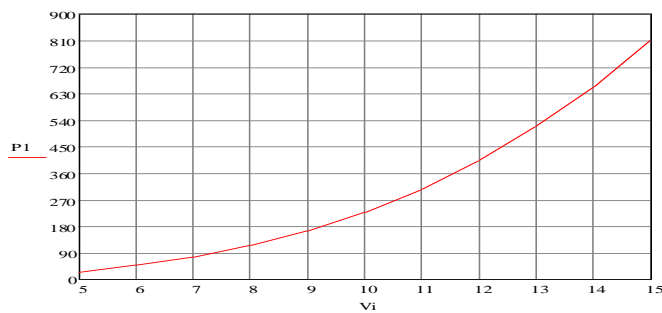


Рис. 1. Графік залежності потужності вітрогенератора від швидкості вітру

Вітровий генератор з вертикальною віссю обертання першого типу (бочка):

Ширина лопаті - 0,8 м;

Висота лопаті - 1,5 м;

Описана площа - 9,891 м²;

Швидкість повітря - 5-15 м/с;

Коефіцієнт використання енергії вітру - 20 %;

ККД генератора - 85 %;

Густина середовища - 1,22 кг/м³.

Потужність вітрової установки в заданому діапазоні швидкостей вітру визначиться за формулою (4) Вт.

$$P = 0,5\rho S V^3 E \eta_{Г} . \quad (4)$$

Результати розрахунку відображено на рис. 2.

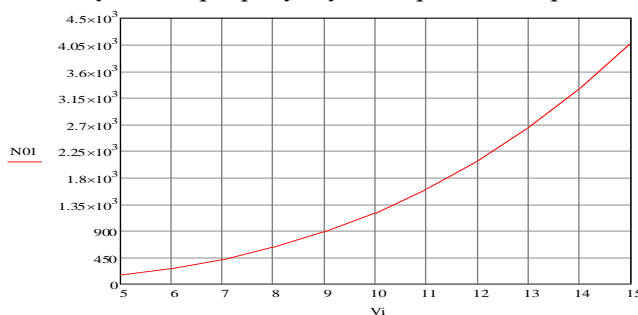


Рис. 2. Графік залежності потужності вітрогенератора від швидкості вітру

Вітровий генератор з вертикальною віссю обертання другого типу:

Ширина лопаті - 0,8 м;

Висота лопаті - 1,5 м;

Описана площа - 7,54 м²;

Швидкість повітря - 5-15 м/с;

Коефіцієнт використання енергії вітру - 20%;

ККД генератора - 85%;

Густина середовища - 1,22 кг/м³.

Потужність вітрової установки в заданому діапазоні швидкостей вітру визначиться за формулою (4) Вт.

Результати розрахунку відображено на рис. 3.

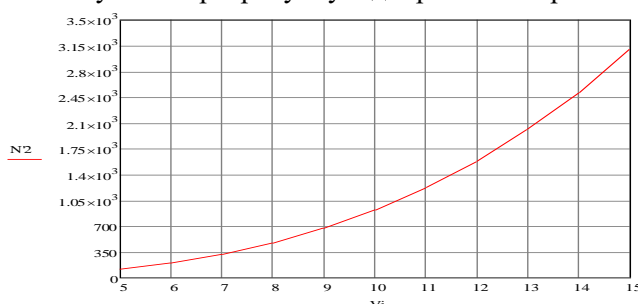


Рис. 3. Графік залежності потужності вітрогенератора від швидкості вітру

Це пов'язано з тим, що описана площа вертикального генератора у декілька разів перевищує площу горизонтально-осьового.

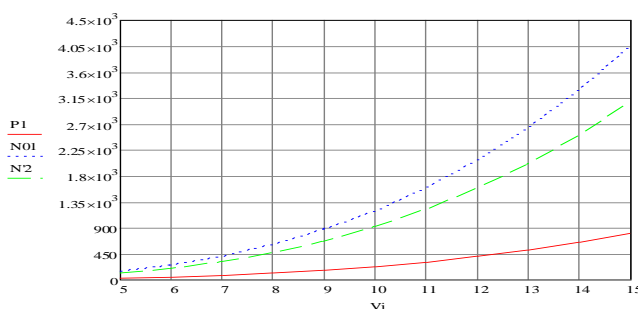


Рис. 4. Графік залежності потужностей розглянутих вітрогенераторів від швидкості вітру: P1 - вітрогенератор з горизонтальною віссю обертання, N01 - вітрогенератор з вертикальною віссю обертання типу «бочка», N2 - вітрогенератор з вертикальною віссю обертання

Висновки та напрямок подальших досліджень. Найбільш ефективними з усіх розглянутих типів вітрогенераторів для умов шахт є використання вітрогене-

раторів з вертикальною віссю обертання. Очікувана потужність вітрових мініелектростанцій для підземних гірничих виробток 0,5-4 кВт, що дозволить забезпечити живлення освітлення всієї шахти.

Список літератури

1. Мокін Б.І. До питання вибору вітрових двигунів і електричних генераторів вітрових електричних станцій / Б.І. Мокін, О.Б. Мокін, О.А. Жуков // Вісник Вінницького політехнічного інституту, 2007. – №6. – С. 52–62.
2. Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою управління і оптимізації гірничорудних виробництв / А.А. Азарян, Ю.Г. Вілкул та ін. – Кривий Ріг: Мінерал, 2006. – 219 с.
3. Правила безпеки в угольних шахтах. – Київ. – 2005.
4. Сборник инструкций к Правилам безопасности в угольных шахтах. Том 1. - К, 2003.
5. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. - Киев, 1994.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.12

УДК 622.7

С.А. ЖУКОВ, В.С. ГИРИН, доктора техн. наук, проф., И.В. ГИРИН, ст. преподаватель ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ ОБЛАСТЕЙ РЕГУЛЯРНОСТИ СОСТАВА ДРОБЛЕННЫХ ПОРОД

Описан апробированный во Франции метод, которым определяются области регулярности гранулометрического состава взорванных горных пород при применении видеогранулометрии.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. С повышением требований к качеству железорудного сырья особое значение приобретают степень достоверности и оперативность оценки гранулометрического состава горной массы на всех этапах ее продвижения от забоя до пунктов переработки. Существующие методы гранулометрического контроля являются достаточно совершенными, но, вместе с тем, весьма полезным представляется анализ зарубежного опыта, в частности - французского.

Анализ исследований и публикаций. Проблеме гранулометрии в горной науке уделяется немало внимания. Поиски ее совершенствования ведутся по разным направлениям, что отражается в многочисленных публикациях, анализ которых, по мнению авторов данной статьи, делает весьма полезным обобщение ряда из них, представленных во французских изданиях [1-6].

Постановка задачи. Целью данного исследования является оценка возможности и целесообразности трансферта в украинскую практику методов гранулометрии, применяемых на многих карьерах Западной Европы для целей совершенствования существующих речесственных технологий.

Изложение материала и результаты исследований. При видеогранулометрическом анализе состава взорванной горной массы, практикуемом во Франции [1-3], кривые, ограничивающие зоны VDG-регулярности, имеют положение, рассчитываемое по средним значениям десяти VDG-анализов отобранных образцов, после исключения из составляющей влияния износа гранулята. Следовательно, получаемые VDG-области регулярности являются средними областями. Чтобы судить с необходимой степенью доверия о том, находится или нет результат VDG-анализа внутри области VDG-регулярности, обобщают кривые, включающие средние погрешности оценок, учитывая возможные погрешности результатов анализа нового состава образцов V_{si} и V_{ss} и их видеогранулометрического анализа. Эти две величины - независимы, поэтому результаты суммируются.

Чтобы получить более точную оценку возможных погрешностей результатов анализов, предельно допустимые уровни которых определены в нормах ситового анализа и экстраполированы в видеогранулометрический анализ [4-6], результаты повторных испытаний образцов V_{si} и V_{ss} , полученные с помощью видеогранулометрии и просеивания, исследовались статистическими методами. Оценка погрешности результатов видеогранулометрического анализа тождественной партии гранулята, осуществленного одним и тем же оператором при помощи

одного и того же оборудования по единой методике испытания, подтвердила, что этот метод - более дешев и более точен в сравнении с ситовым.

Для каждой партии гранулята из трех идентичных серий образцов выполнялись по два ви-деогранулометрических анализа и один - последующим контрольным просеиванием. Для каждой партии, указанной в первой колонке и в каждом размере сит, указанном во второй, табл. 1 содержит в своей последней колонке оценки возможных отклонений результатов просеивания каждой партии гранулята.

Как показывают промежуточные колонки табл. 1, небольшое количество просеиваний привело к оценке типовых отклонений, начиная с максимальных, так, что доверительные интервалы, которые вытекают из анализа, достаточно широки. Несколько дополнительных повторений позволяют повысить точность результата. Составляющая доверительного интервала, связанная с VDG-анализом, проверялась тестом Shapiro-Wilk нормальности каждого из распределений 9 или 10 повторений, затем - умножались типовые отклонения, оцененные по этим совокупностям (семействам) параметром Стьюдента для 8 или 9 степеней свободы, разделенные соответственно порогу риска 5 %.

Таблица 1

Партия	Размер (мм)	Отклонение max. W (%)	Оценка $S = W/m_q$	Доверительный интервал		Оцениваемая погрешность $1,96s$
				$S_{min} = W/q_{1-\alpha/2}$	$S_{min} = W/q_{\alpha/2}$	
3,15/12,5	3,15	0,2	0,1	0,1	0,7	0,2
	8,0	0,9	0,5	0,2	3,0	1,0
	12,5	0,4	0,2	0,1	1,3	0,5
8/20	8	0,2	0,1	0,1	0,7	0,2
	14	1,1	0,6	0,3	3,7	1,3
	20	0,5	0,3	0,1	1,7	0,6

Таблица 2

Фракция	8-20	3-12				
Размер (мм)	d	$(d+D)/2$	D	d	$(d+D)/2$	D
$I_{cum.}$ (%)	0,2	1,3	0,6	0,2	1,0	0,5
I_{VDG} VSS (%)	1,2	2,7	1,1	0,3	1,2	1,6
I_{VDG} Vsi (%)	0,5	1,8	3,6	0,3	1,8	4,2

Таблица 3

Фракция	8-20			3-12		
	Размер (мм)	8	16	25	3,15	10
$V_{SS} -1$ (%)	7,6	64,1	97,2	11,7	76,4	94,1
V_{SS} (%)	9,0	68,1	98,9	12,2	78,7	96,1
$V_{SS} +1$ (%)	10,5	72,1	100,0	12,7	80,9	98,1
$V_{Si} -1$ (%)	1,0	31,8	85,6	1,1	46,6	79,4
V_{Si} (%)	1,7	34,9	89,8	1,6	49,5	84,1
$V_{Si} +1$ (%)	2,4	37,9	93,9	2,1	52,3	88,7

Выполненный расчет (табл. 2) объединяет оценки различных составляющих погрешностей. Табл. 3 указывает составляющие погрешностей VDG-анализа, относительно завышенные для V_{Si} в D (3,6 и 4,2). Те же испытания, осуществленные LCPC, привели к соответствующим оценкам в 2,9 и 2,6.

Таблица 3 содержит верхние и нижние пределы d , $(d+D)/2$ и D областей VDG-регулярности каждой из партий 3,15/12,5 и 8/20, также как и привязанные к ним составляющие погрешности. Погрешность 1, указанная в первой колонке, является суммой составляющих ситового анализа и VDG, соответствующих пределу, для которого рассчитывается погрешность (табл. 2).

Рисунки 1а и 1б представляют соответственно кривые отсева и VDG, характеризующие 30 образцов анализированных партий 8/20. Соответствующие области регулярности представлены сплошной линией, области регулярности VDG, будучи наложены густой пунктирной линией, представляют границы доверительного интервала, ограниченные каждой кривой.

Более детально, соответствие определения классификации по результатам отсева и VDG в соответствующих поясах было рассмотрено для каждого образца. Результаты этого изучения представлены синтетическим способом в табл. 4 и детализированы в табл. 5. Для каждой пар-

тии гранулята и в каждом из размеров d , $(d+D)/2$ и D , вторая линия этой таблицы указывает количество усредненных оценок отсева, выходящих из области регулярности ситового анализа, третья линия дает процент образцов, кривые отсева и VDG которых расположены с одной и той же стороны соответствующей области в оцениваемых пределах. Наконец, четвертая линия эквивалентна третьей, учитывая возможную погрешность, выделяющуюся кривыми, ограничивающими область VDG-регулярности.

Таблица 4

Тип области	Balloy			Nançau		
	d	$(D+d)/2$	d	$(D+d)/2$	d	$(D+d)/2$
Количество оценок вне области отсева	1	10	4	0	1	0
Соответствие рассев/VDG без погрешности	80%	87%	87%	90%	97%	97%
Соответствие рассев/VDG с погрешностью	90%	100%	100%	100%	100%	100%

Рассмотрение табл. 4 показывает удовлетворительное соответствие между областями регулярности отсева и VDG вне погрешностей, поскольку она превышает 80 % и доходит до 97 % для сырья Nançau.

Соответствие, естественно, оказывается тем более точным, чем материалы лучше обработаны. Учет и анализ возможных погрешностей показывает, что соответствие классификации образцов областям регулярности отсева и VDG является превосходным, составляя повсюду 100 %, за исключением отклонения по 8/20 Balloy, где оно равно 90 %. Тем не менее, рассмотрение оценок относительного несоответствия по Balloy в d показывает ошибку классификации ниже 0,5%.

Методика производственного гранулометрического контроля взорванной горной массы в карьере с помощью видеогранулометра - аппарата, позволяющего определять с высокой скоростью и уточнением с помощью анализа кумулятивных VDG-гранулометрических графиков, характеризующих образец гранулята, подтверждается контрольным анализом остатков на ситах вплоть до 1 мм.

Таблица 5

Размер	Проходящий сита (%)	Положение по отношению к области отсева (%)	Данные VDG (%)	Положение относительно области VDG (%)		
				V_{si-1} / V_{ss+1}	V_{si} / V_{ss}	V_{si+1} / V_{ss-1}
$(d+D)/2$	85,2	Вне 5,2	72,9	Вне 0,8	Вне 4,8	Вне 8,8
	99,1	Вне 0,1	98,7	Внутри 1,3	Внутри 0,1	Вне 1,5
$(d+D)/2$	93,8	Вне 13,8	84,9	Вне 12,7	Вне 16,7	Вне 21
	99,2	Вне 0,2	100,0	Внутри 0	Вне 1,1	Вне 2,8
$(d+D)/2$	80,8	Вне 0,8	69,9	Внутри 2,2	Вне 1,8	Вне 5,8
	97,9	Внутри 1,1	99,3	Внутри 0,7	Вне 0,4	Вне 2,1
	1,1	Внутри 0,1	0,6	Вне 0,4	Вне 1,1	Вне 1,8
$(d+D)/2$	80,5	Вне 0,5	68,8	Внутри 3,3	Вне 0,7	Вне 4,7
$(d+D)/2$	79,3	Внутри 0,7	68,2	Внутри 3,9	Вне 0,1	Вне 4,1
$(d+D)/2$	85,5	Вне 5,5	73,4	Вне 1,3	Вне 5,3	Вне 9,3
	99,1	Вне 0,1	98,9	Внутри 1,1	Вне 0	Вне 1,6
$(d+D)/2$	86,6	Вне 6,6	78,1	Вне 5,9	Вне 9,9	Вне 14
	98,3	Внутри 0,7	99,7	Внутри 0,3	Вне 0,8	Вне 2,4
	19,8	Вне 3,8	7,3	Внутри 3,1	Внутри 1,7	Внутри 0,3
$(d+D)/2$	86,3	Вне 6,3	77,0	Вне 4,9	Вне 8,9	Вне 13
$(d+D)/2$	82,7	Вне 2,7	67,7	Внутри 4,5	Внутри 0,5	Вне 3,5
$(d+D)/2$	81,6	Вне 1,6	65,1	Внутри 7	Внутри 3	Вне 1
	3	Внутри 2	1,3	Внутри 0,3	Вне 0,4	Вне 1,1
	99,1	Вне 0,1	97,7	Внутри 2,3	Внутри 1,1	Вне 0,5
	3,9	Внутри 2,9	1,4	Внутри 0,5	Вне 0,2	Вне 0,9
	2,9	Внутри 1,9	1,0	Внутри 0	Вне 0,7	Вне 1,4
$(d+D)/2$	77,7	Внутри 2,3	68,3	Внутри 3,8	Вне 0,2	Вне 4,2
	1,7	Внутри 0,7	0,8	Вне 0,1	Вне 0,8	Вне 1,5
$(d+D)/2$	80,3	Вне 5,8	81,6	Вне 0,7	Вне 2,9	Вне 5,2
D	99	Внутри 0	97,0	Внутри 1,1	Вне 0,9	Вне 3
d	1,9	Внутри 0,9	1,5	Внутри 0,4	Вне 0,1	Вне 0,5
$(d+D)/2$	40,3	Внутри 0,8	47,7	Внутри 1,1	Вне 1,8	Вне 4,6
D	1,4	Внутри 0,4	1,2	Внутри 0,1	Вне 0,4	Вне 0,9
d	3,6	Внутри 2,6	1,2	Внутри 0,1	Вне 0,4	Вне 0,8

Этот метод требует не более затрат времени чем нормативный метод построения областей регулярности ситовым анализом, он добавляет лишь несколько анализов в видеогранулометрии. Метод тестировался на двух партиях, происходящих из двух различных карьеров, принадлежащих Группе Lafarge: аллювиальные галечники 8/20 из карьера Valloy, а также аллювиальные обкатано-дробленые щебни 3,15/12,5 из карьера Nançay. Область регулярности VDG была построена для каждой партии, учитывая возможную погрешность ограничивающих кривых. Изучение результатов классификации 30 образцов каждой партии относительно областей ситовой регулярности и VDG, показало превосходное соответствие, достигающее 100 % за исключением одного случая (90 %). Все это подтверждает высокую эффективность применения метода, тем более, что выбор аллювиальных гранулятов, не проработанных, представленных большим разнообразием форм кусков, вынуждает создавать особенно строгие условия при испытаниях.

В настоящее время производственный контроль указанных двух видов сырья осуществляется исключительно при помощи видеогранулометра. Всего 15 гранулометрических анализов были выполнены рассеиванием за шесть месяцев, чтобы придерживаться регламентации, действующей во Франции. Кроме того, следует уточнить, что фаза рассмотрения результатов этапа 5, также как этап 6 - находится в ходе автоматизации в новой версии программного обеспечения видеогранулометрии, разрабатываемой Центром исследований и строительства прототипов Руана.

Видеогранулометр представляется в качестве надежного средства производственного контроля продукции карьеров, отличающегося своей простотой использования. Подготовка проб гранулята для испытаний требует просто убедиться, что они сухи на площадке, если нет – следует приступить к быстрой сушке, промывке, необходимой для дезинтеграции зерен. Во многих случаях можно воздерживаться от промывки образцов для испытаний и сушки. Кроме того, программное обеспечение управления аппаратом позволяет регулировать и редактировать процесс испытания без вмешательства техника.

В период, когда маркировка CE (высшее качество) повсеместно входит в силу и обязывает производителей гранулятов вводить систему производственного контроля, регламентированную нормативными требованиями, гранулометрический анализ должен выполняться еженедельно и пофракционно, что полностью оправдывает использование такого аппарата, тем более, что он помогает ответственному за качество заявлять о производственном соответствии или несоответствии гранулята. Интегрирование видеогранулометра может быть реализовано двумя способами: либо включением в технологический процесс на месте, либо в замену колонны сит в лаборатории. Во втором случае, он остается вульгаризированным, так как измерения, выданные видеогранулометром, рассматриваются на том же основании, что и измерения, полученные просеиванием.

Центральная лаборатория мостов и дорог изучает в настоящее время другие области возможного применения этого аппарата, относительно определения им таких характеристик гранулятов, как угловатость, лещадность, шершавость и др.

Выводы. Учитывая складывающуюся в Украине ситуацию в повышении конкурентных требований к железорудной продукции, а также тенденции к стабильному наращиванию объемов капитального строительства, особенно дорожного, следует констатировать целесообразность заимствования и адаптации к местным условиям представленных методов, особенно при углублении комплексного освоения недр.

Список литературы

1. AFNOR (1994). XP P 18-566 – Granulats: analyse granulometrique aplatissement et allongement – essai au videogranulometre (en cours de revision).
2. AFNOR (1987). NF ISO 5725-Application de la statistique – Fidelite des methods d'essai: determination de la repetabilite et de la reproductibilite d'une methode d'essai normalisee par essais interlaboratoires.
3. Y. Descantes, J-B. Ducassou, G. Blot. Le videogranulometre: synthese des recherches passees et perspectives. Etudes et Recherches des LPC (a paraitre).
4. Y. Descantes, G. Delalande, A. Mishellany (2000). Use of the VDG-40 videograder as a grading control device for french highway construction. 8th annual ICAR Symposiun, Denver (USA, CO), 12-14 april.
5. M. Lizee, G. Delalande (1994). Compte-rendu – A 83 – Section Les Essarts – Sainte Hermine – Granulats pour chaussees (rapport interne).
6. G. Terme, A. Mishellany (1991). Controle des livraisons de granulats sur chantier autoroutier A75 a l'aide du videogranulometre (rapport intern).

Рукопись поступила в редакцию 22.03.12

УДК 622.734.001.57

В.Н. ПАВЛЫШ, С.С. ГРЕБЕНКИН, И.В. ТАРАБАЕВА, ДонНТУ, г. Донецк

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА СУШКИ
В «КИПЯЩЕМ СЛОЕ» В УСЛОВИЯХ ПРЕДПРИЯТИЯ «ЧАО ЯНОВСКОЕ»**

Представлены результаты сравнительного анализа теоретических и экспериментальных исследований процесса сушки в «кипящем слое» и рекомендации по модернизации сушильного оборудования на предприятии «ЧАО Яновское».

Ключевые слова: процесс, параметр, исследование, проект, оборудование.

Актуальность работы. В ряде отраслей промышленности важной стадией является обезвоживание конечного продукта, который получается в виде увлажненной сыпучей массы, что особенно характерно для процессов обогащения углей, производства ряда химических материалов и др. При прочих равных условиях способ «кипящего слоя» является наиболее прогрессивным [1,2] и на повестке дня стоит задача всесторонних исследований процесса для модернизации технологии сушки. В этой связи тема работы является актуальной.

Цель работы - исследование процесса сушки и обоснование параметров для модернизации сушильного аппарата и топочного агрегата с применением способа «кипящего слоя» в условиях предприятия «ЧАО Яновское».

Основное содержание работы. Для достижения поставленной цели проведены теоретические исследования процесса сушки в «кипящем слое» методом математического моделирования с использованием детерминированных моделей [3,4]. При переходе от безразмерных величин к реальным значениям параметров в качестве начальных и краевых условий были приняты технические характеристики сушильного оборудования, находящегося в эксплуатации на данном предприятии.

Экспериментальные исследования выполнены для дальнейшего сравнительного анализа и установления степени адекватности моделей.

Методика экспериментальных исследований.

Цель и задачи исследований. Натурная проверка результатов математического моделирования по сравнению со значениями параметров технологических схем.

Провести работы по измерению технологических параметров на сушильных установках.

Выполнить компьютерное моделирование при условиях, соответствующих данному процессу, с фиксацией значений исследуемых параметров.

Выполнить сравнение результатов математического моделирования с результатами измерений технологических параметров и определить степень адекватности математических моделей.

Технические условия экспериментальных исследований.

Для осуществления экспериментальной проверки в условиях функционирования сушильного оборудования на предприятии «ЧАО Яновское» запланировано исследование процесса и обоснование параметров для модернизации сушильного аппарата и топочного агрегата с применением способа «кипящего слоя».

Конкретные технические условия определяются конструкцией каждого сушильного агрегата.

Порядок проведения исследований и объем экспериментальных работ.

Проведение экспериментальных работ предусматривает сравнительные исследования параметров технологических процессов и результатов моделирования с определением показателей соответствия моделей реальным характеристикам процесса.

Технологическая схема и измеряемые величины.

Контролируемые параметры:

скорость нагнетания псевдоожижающего агента (дымовых газов);

температура нагнетаемого агента;

давление и расход тягового дымососа.

Изменяемые величины:

влажность поступающего на сушку материала;

влажность материала на выходе сушилки;

концентрация материала на выходе;
 температура отходящих дымовых газов;
 концентрация пыли.

Технологические схемы определяются согласно конкретным условиям каждой сушилки, тип оборудования определяется техническими возможностями предприятия.

Меры безопасности при проведении экспериментов.

Экспериментальные работы не требуют применения специальных мер безопасности и проводятся с соблюдением обычных требований правил безопасности [5].

Представление результатов исследований.

В отчете о проведении экспериментов приводятся данные об измерениях контролируемых величин, данные о значениях измеряемых величин и результатах моделирования, которые сводятся в таблицу.

По результатам исследований делаются выводы об адекватности математических моделей реальным характеристикам технологических схем.

Основанием для проведения исследований послужило решение руководства предприятия о необходимости совершенствования технологии процесса сушки влажного сыпучего материала с целью повышения эффективности процесса и сокращения вредных выбросов с атмосферы.

Направлением совершенствования режима работы сушильной установки и топочного агрегата принято использование способа «кипящего слоя».

Исследовалась возможность применения разработанных детерминированных математических моделей и предложенных аналитических зависимостей [3,4] для расчета основных параметров (распределения температуры в камере сушилки, продольной и поперечной скорости частиц, поля концентрации твердой фазы, потери давления и скорости слоя).

В результате применения рекомендаций получены следующие технические характеристики:

размеры камеры сушилки 2500×1000 мм, высота слоя 600-800 мм;

производительность 60 т/час;

размер частиц твердой фазы - до 3,5 мм;

влажность концентрата: на входе - 18 %, на выходе - 8,5 %;

температура поступающего из топки газа на входе камеры 900 °С;

скорость подаваемого горячего газа 30 м/с;

расход подающего тягового дымососа 85000 м³/час;

температура отходящих газов 180-200 °С.

Расчет ожидаемого экономического эффекта произведен на основании ориентировочной стоимости комплектующих для выполнения модернизации технологической схемы.

Для обеспечения работы модернизируемых установок в «кипящем слое» необходимо дооборудовать их высокопроизводительным газонагнетательным оборудованием и газораспределительными решетками беспровального типа.

По предварительным оценкам, стоимость комплектующих составляет 190500 грн.

На основании определенной стоимости комплектующих изделий рассчитывается общая цена, плановая калькуляция затрат, капитальные затраты по выводимым и вновь вводимым фондам при замене отдельных блоков.

По данным планово-экономического отдела предприятия, стоимость комплектующих составляет 190500 грн.

Расчеты экономии и дополнительных затрат проведены по изменяющимся элементам затрат. При работе новой системы происходит экономия затрат на топливо и на компенсацию экологического ущерба.

В результате расчетов определено, что ожидаемых годовых экономический эффект составляет 30460 грн., срок окупаемости 2 года.

Выводы. Разработанные математические модели адекватно отражают процесс сушки как объект с распределенными параметрами, и могут быть использованы для совершенствования технологии.

Модернизация системы, основанная на применении «кипящего слоя», в условиях данного предприятия, является экономически выгодной и окупается за достаточно короткий срок, что свидетельствует о целесообразности внедрения рассматриваемых предложений.

Список литературы

1. Филиппов В.А. Конструкция, расчеты и эксплуатация устройств и оборудования для сушки минерального сырья. – изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: «Недра», 1989. – 309 с.
2. Динамика конверсии днепропетровского бурого угля в кипящем слое/ С.Г. Дулиенко, А.В. Косячков, Н.В. Чернявский // Экологические и ресурсосбережение . – 2005, № 5. - С. 3-12.
3. Павлыш В.Н., Тарабаева И.В. Математическое моделирование динамических характеристик процесса сушки обогащенных углей / Вісник Криворізького технічного університету Зб. наук. праць, вип. 14. – Кривий Ріг, 2006.– С. 170-174.
4. Павлыш В.Н., Тарабаева И.В. Математическое моделирование процесса обезвоживания увлажненной горной массы / Физико-технические проблемы горного производства: Сборник научных трудов, выпуск 12: «Кинетика и термодинамика физических процессов в горном массиве». – Донецк, 2009.– С. 103-107.
5. Руководство по проектированию угольных шахт. Государственный нормативный акт об охране труда. – Киев, 1994.

Рукопись поступила в редакцию 06.03.12

УДК 621.311.1.004.18(03)

О.Н. СИНЧУК, д-р техн. наук, проф., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
Н.И. ЛЕСНОЙ, аспирант, Кременчугский национальный университет имени Мих. Остроградского

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ЭКОНОМИЧЕСКИ ОБОСНОВАННОГО РЕЖИМА ЭКСПЛУАТАЦИИ СИЛОВЫХ ТРАНСФОРМАТОРОВ

Предложена методика расчета экономически обоснованного режима работы трансформаторов главных понижающих подстанций (ГПП) предприятий с учетом ряда факторов влияющих на величину эксплуатационных затрат силовых установок. Проведена апробация методики на трансформаторе ТРНД-63000/150/10.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Основные электроэнергетические показатели отечественных предприятий горно-металлургической отрасли указывают на значительное недоиспользование установленной мощности трансформаторов. Так среднее значение коэффициента загрузки трансформаторов - 0,3-0,4, а коэффициента использования - 0,2-0,3; что в свою очередь указывает на четырех-пятикратное превышение установленной мощности трансформаторов над потребной [1].

При условии реализации экономически обоснованного режима работы силового трансформатора денежные затраты на технические потери электрической энергии будут близки к минимальным.

Анализ исследований и публикаций. К недавнему времени, при условии незначительной величины стоимости потерь электрической энергии, при выборе номинальной мощности трансформатора обращались к кривым, или таблицам экономических интервалов [2], построенным по критериям: минимума потерь активной мощности и минимума денежных затрат на потери активной энергии. Значительное увеличение тарифа на электроэнергию, введение платы за переток реактивной энергии [1], побуждает к корректированию ранее успешно используемых методик выбора и замены силовых трансформаторов.

Постановка задачи. Разработка методики расчета экономически целесообразного режима работы и выбора мощности силовых трансформаторов ГПП предприятий с учетом ряда влияющих факторов.

Изложение материала и результаты. Эффективными режимами работы силовых трансформаторов являются режимы с наименьшими потерями в них электрической энергии. При этом нужно учитывать не только потери активной мощности в самих трансформаторах, но и потери этой слагаемой мощности, возникающие в системе электроснабжения по всей цепочке питания: от генераторов электростанции до рассматриваемых трансформаторов. Эти потери называют приведенными $\Delta P'_T$ (1) и они отличаются от потерь в самих трансформаторах ΔP_T (2) [2]

$$\Delta P'_T = \Delta P'_{XX} + \Delta P'_{K3} \cdot k_3^2, \quad (1)$$

$$\Delta P_T = \Delta P_{XX} + \Delta P_{K3} \cdot k_3^2, \quad (2)$$

где $\Delta P'_{XX} = \Delta P_{XX} + \Delta Q_{XX} \cdot k_{III}$ - приведенные потери XX трансформатора, учитывающие как потери активной мощности в самом трансформаторе, так и создаваемые им в элементах всей системы электроснабжения в зависимости от реактивной мощности, потребляемой трансфор-

матором; $\Delta P'_{K3} = \Delta P_{K3} + \Delta Q_{K3} \cdot k_{III}$ - приведенные потери КЗ; ΔP_{XX} - потери мощности ХХ; ΔP_{K3} - потери мощности КЗ; k_3 - коэффициент загрузки трансформатора; k_{III} - коэффициент изменения потерь (табл.1) [2].

В настоящее время оптимальной загрузкой трансформатора считают загрузку, соответствующую максимальному значению КПД трансформатора (3)

$$\eta = \frac{P_2}{P_1} = \frac{P_2}{P_2 - \Delta P'_T}, \quad (3)$$

где P_1 - мощность, поступающая из сети; P_2 - мощность, отдаваемая трансформатором во вторичную сеть.

Активная мощность на выходе трансформатора рассчитывается по формуле (4), кВт

$$P_2 = k_3 \cdot S_{ном} \cdot \cos(\phi), \quad (4)$$

где $S_{ном}$ - номинальная мощность трансформатора.

Таблица 1

Характеристика трансформатора и системы электроснабжения	Коэффициент изменения потерь в трансформаторах	
	в часы максимума энергосистемы	в часы минимума энергосистемы
Трансформаторы, питающиеся непосредственно от шин электростанций	0,02	0,02
Сетевые трансформаторы, питающиеся от электростанций на генераторном напряжении	0,07	0,04
Понижающие трансформаторы 110/35/10 кВ, питающиеся от районных сетей	0,1	0,06
Понижающие трансформаторы 6—10/0,4 кВ, питающиеся от районных сетей	0,15	0,1

Дифференцируя функцию $\eta = f(k_3)$ и приравнявая $d\eta/dk_3$ нулю, из (3) можно найти коэффициент загрузки трансформатора из условия минимума потерь электрической энергии в трансформаторах (5)

$$\frac{d\eta}{dk_3} = \left(\frac{P_2}{P_2 - \Delta P'_T} \right)' = \left(\frac{k_3 \cdot S_{ном} \cdot \cos(\phi)}{k_3 \cdot S_{ном} \cdot \cos(\phi) - (\Delta P'_{XX} + \Delta P'_{K3} \cdot k_3^2)} \right)' = 0, \quad k_{мин} = \sqrt{\frac{\Delta P'_{XX}}{\Delta P'_{K3}}}. \quad (5)$$

Для наглядности возьмем в качестве примера трансформатор ТРНД-63000/150/10 (табл. 2) [3] и представим выражение (3) и (5) на рис. 1 ($k_{мин}=0,1$ кВт/кВАр).

Таблица 2

Технические параметры трансформатора ТРНД-63000/150/10						
$S_{ном}$, кВА	$U_{вн}$, кВ	$U_{нн}$, кВ	ΔP_{XX} , кВт	ΔP_{K3} , кВт	ΔQ_{XX} , кВАр	ΔQ_{K3} , кВАр
63000	150	6	137	260	409,5	6003,9

В то же время при проектировании и эксплуатации систем промышленного электроснабжения следует стремиться к максимально возможному использованию установленной трансформаторной мощности. Критерием экономической эффективности при выборе мощности трансформатора является минимум приведенных годовых затрат (6), грн/год

$$Z = \frac{K}{n} + (\Delta P'_{XX} + \Delta P'_{K3} \cdot k_3^2) \cdot T_r \cdot C_3, \quad (6)$$

где K - стоимость трансформатора, грн ($K=8000000$ для ТРНД-63000/150/10); n - рассматриваемый срок службы трансформатора, лет ($n=25$) [4]; T_r - количество часов работы трансформатора в году, час ($T_r=8760$); C_3 - стоимость электроэнергии, грн/(кВт·ч).

На рис. 2 приведена зависимость удельных приведенных затрат $Z_{уд} = Z/S$ (где S - передаваемая трансформатором мощность, кВА) трансформатора ТРНД-63000/150/10 от коэффициента загрузки, построенная для $T_r = 8760$ часов и $C_3 = 0,6$ грн/(кВт·ч). Из него видно, что удельные приведенные затраты резко возрастают при коэффициенте загрузки, менее 0,5.

Дифференцируя функцию $Z_{уд} = f(k_3)$ и приравнявая $dZ_{уд}/dk_3$ нулю, коэффициент загрузки трансформатора, соответствующий минимуму удельных приведенных затрат будет рассчитываться согласно (7)

$$\frac{dZ_{уд}}{dk_3} = \left(\frac{\frac{K}{n} + (\Delta P'_{XX} + \Delta P'_{K3} \cdot k_3^2) \cdot T_G \cdot C_э}{S_{ном} \cdot k_3} \right)' = 0, \quad k_{3,оп} = \sqrt{\frac{\Delta P'_{XX}}{\Delta P'_{K3}} + \frac{K}{n \cdot C_э \cdot T_G \cdot \Delta P'_{K3}}}. \quad (7)$$

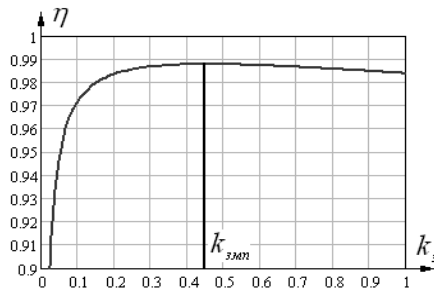


Рис. 1. Зависимость КПД трансформатора ТРНД-63000/150/10 от коэффициента загрузки

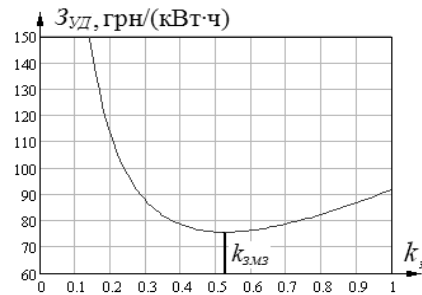


Рис. 2. Зависимость удельных приведенных затрат Zуд от коэффициента загрузки трансформатора ТРНД-63000/150/10

Из (5) и (7) следует, что $k_{3,оп}$ превышает коэффициент загрузки, соответствующий минимуму потерь $k_{3,мин}$. Эта разница зависит от стоимости электроэнергии $C_э$, и единовременных капитальных вложений в трансформатор.

Если предположить, что электроэнергия приобретается у ГП «Енергоринок», и что тарифы на ее приобретение будут меняться ежечасно и в широком диапазоне (рис. 3) [5], то зависимость оптимального коэффициента загрузки $k_{3,оп}$ трансформатора ТРНД-63000/150/10 от стоимости электроэнергии $C_э$ будет изменяться согласно кривой (рис. 4). Характер изменения кривой показывает, что с увеличением стоимости на электрическую энергию $k_{3,оп}$ уменьшается.

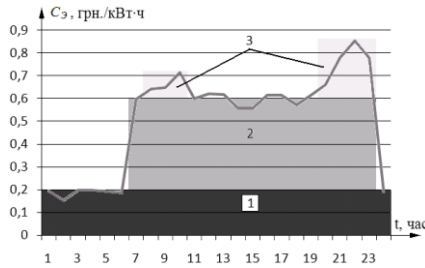


Рис. 3. Усредненный график зависимости тарифов ГП «Енергоринок» на электроэнергию от времени суток за апрель-май 2011 года: 1 - базовый тариф; 2 - полупиковый тариф; 3 - пиковый тариф

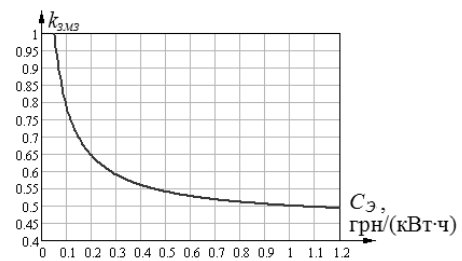


Рис. 4. Зависимость рационального коэффициента загрузки трансформатора ТРНД-63000/150/10 от стоимости электроэнергии

В свою очередь, полученные расчетные значения экономически целесообразных режимов загрузки трансформатора ТРНД-63000/150/10 приведены на рис. 5.

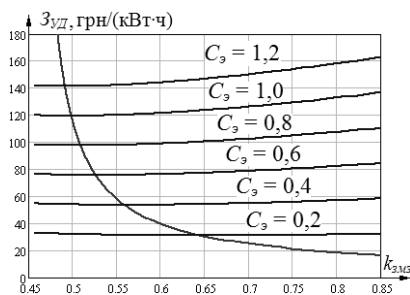


Рис. 5. Расчетные значения оптимальной загрузки трансформатора ТРНД-63000/150/10

Точка пересечения зависимостей $Z_{уд} = f(k_{3,оп}, C_э)$ и $Z_{уд} = f(k_{3,оп}, S_{ном})$ соответствует экономически целесообразному коэффициенту загрузки. Так, для рассматриваемого трансформатора при $C_э = 0,8$ грн/(кВт·ч) оптимальный коэффициент загрузки $k_{3,оп} = 0,51$, что соответствует минимальным удельным затратам $Z_{уд} = 98$ грн/(кВт·ч).

Выводы и направления дальнейших исследований. Разработанная методика обоснования рационального режима эксплуатации силовых трансформаторов ТРНД-63000/150/10, позволяет установить экономически эффективный коэффициент его загрузки, который должен изменяться в диапазоне 0,48-0,64 в зависимости от текущего тарифа на электроэнергию; несоответствие приведенным режимам ведет к увеличению удельных приведенных затрат трансформатора.

Представленная методика расчета может применяться как один из основных показателей для обоснования экономически целесообразного режима работы различных типов силовых трансформаторов.

торов на ГПП при их установке или замене, указывая их реальную стоимость эксплуатации.

Список литературы

1. Самойлович И.С., Синчук О.Н., Панасенко Н.В., Ксендзов В.В. Электроэнергетика карьеров с циклично-поточной технологией. – К.: «АДЕФ-Украина», 2010. – 210 с.
2. Федоров А.А., Каменев В.В. Основы электроснабжения промышленных предприятий: Учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Энергоатомиздат, 1984. – 472 с., ил.
3. Сегеда М.С. Електричні мережі та системи: Підручник. – Львів: Видавництво Національного університету «Львівська політехніка», 2007. – 488 с.
4. Мелешко И.Ю., Френкель В.Ю., Кириллов В.М., Майзус С.И. ГОСТ 11677-85 «Трансформаторы силовые общие технические условия». - М., 1985. – 48 с.
5. Официальный сайт ГП «Енергоринок» // <http://www.er.gov.ua/>

Рукопись поступила в редакцию 06.03.12

УДК 622.831

Н.А. БУГАЕВА, аспирантка, Ю.М. СЕЛЕЗНЕВА, студентка,
 Национальный технический университет, Донецк
 И.В. НАЗИМКО, канд. техн. наук, УкрНИИМИ НАН Украины, Донецк

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ДЛИННОГО ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ. НАСТРОЙКА МОДЕЛИ

Проведена подготовка и настройка компьютерной модели для изучения распределения напряжений и деформаций пород вокруг лавы, показана достоверность результатов компьютерного моделирования.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Известно, что напряженно-деформированное состояние (НДС) массива значительно влияет на безопасность отработки запасов. Поэтому исследование этого состояния является актуальной научно-практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. В ходе исследований используются различные методы для прогноза такого влияния, среди которых наиболее показательным является моделирование НДС с помощью метода конечных элементов (МКЭ). При этом параметры модели необходимо настроить так, чтобы расчетные показатели напряжений и деформаций соответствовали фактическим.

Постановка задачи. Целью работы является настройка модели для исследования НДС массива горных пород вокруг длинного очистного забоя для условий Донбасса.

Изложение материала и результаты. Для решения данной задачи были приняты средние горно-геологические и горнотехнические условия, которые для Донбасса характеризуются мощностью угольного пласта порядка 1,7 м, породами средней обрушаемости класса A_1, A_2 . Породы представлены перемежающимися слоями алевролитов и песчаников средней прочности (40-70 МПа) с пологим залеганием. Управление кровлей осуществляется путем ее полного обрушения. Угольный пласт марки К отрабатывается по столбовой системе разработки, скорость продвижения лавы 100-150 м/мес. Исходные данные приведены в табл. 1.

Таблица 1

Исходные данные условий подработки	
Параметры	Значение
Глубина разработки, м	210
Длина лавы, м	290
Мощность горизонтально залегающего пласта, м	1,7
Мощность наносов, м	60
Мощность слоев, м	10-15
Модуль упругости, ГПа	0,001-15
Коэффициент Пуассона	0,1-0,5
Угол внутреннего трения, град	10-50
Сцепление, МПа	0,001-15
Нагрузка, Па	2500
Объемный вес, МН/м ³	0,025

Мощность пласта 1,7 м является приемлемой в связи с тем, что большинство шахт отрабатывают пласты с такой мощностью, используя механизированные комплексы. Данная мощность обеспечивает современную добычу 3-5 тыс. т/сут. при дегазации пласта скважинами с

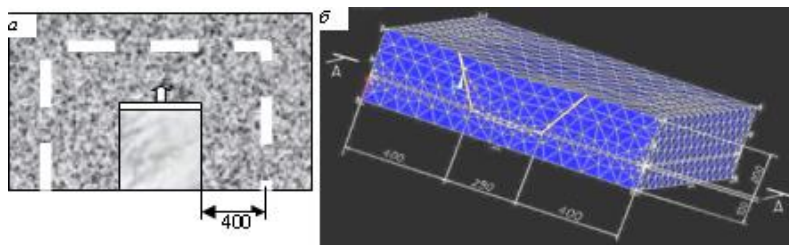
применением прямоточной и комбинированной схемы проветривания с подсыжением. Указанные темпы добычи при такой мощности требуют повышение длины лавы до 280-300м. При этом длина столба принимается не меньше двух длин лавы, так как процесс установившегося сдвижения начинает стабилизироваться после отхода лавы от разрезной печи на расстояние, большее длины лавы. Для таких условий мощности пласта и длины лавы принята глубина разработки 210 м. Именно при таком сочетании глубины разработки, длины лавы и длины ее отхода согласно «Правилам...» [1] наступает условие, близкое к условиям полной подработки земной поверхности, поскольку углы полных сдвижений соединяются практически на уровне земной поверхности. Такое состояние является наиболее выгодным для моделирования, так как оно обладает общностью (содержит черты как полной, так и неполной подработки земной поверхности). Следовательно, и результаты моделирования будут максимально информативными.

В связи с тем, что сходимость численных методов решения резко падает, если элементы малых размеров расположены рядом с крупными, высота зоны обрушенных пород принята равной 20 мощностей вынимаемого пласта. Это дает возможность учесть вынимаемую мощность пласта непрямым путем, поскольку мощность зоны беспорядочного обрушения составляет 6-8 вынимаемых мощностей угольного пласта. Известно, что в процессе обрушения порода разуплотняется и заполняет выработанное пространство. При вынимаемой мощности пласта 1,7 м высота зоны беспорядочного обрушения составит 10-14 м. В итоге физическая пустота выработанного пространства трансформируется в трещиноватую область пород, которая обладает повышенной податливостью.

Таким образом, выработанное пространство лавы можно моделировать путем снижения модуля деформации в пределах зоны беспорядочного обрушения. При этом установлено, что в зависимости от густоты трещин и величины их раскрытия модуль деформации обрушенной уплотненной толщи может уменьшаться на 70 % и более по сравнению с модулем деформации нетронутого массива.

На рис. 1 приведена модель массива с полученной в результате расчетов мульдой сдвижения. Поясним на этой схеме выбор граничных условий. Для расчета из массива выделен блок размерам 1000×790×310 м. Размеры блока обоснованы следующим образом: лава размещена от нижней грани модели на расстоянии 100 м, что вполне достаточно для того, чтобы нижняя граница расчетной области была дальше, чем граница зоны разгрузки. Боковые стенки модели должны быть расположены так, чтобы углы сдвижений от краевых частей выработанного пространства не выходили за пределы земной поверхности.

Рис. 1. Модель массива для расчета сдвижений земной поверхности: а - в плане; б - в трехмерном виде



Специфика поставленной задачи заключается в том, что возникает необходимость учета свойств всей толщи, начиная с земной поверхности и заканчивая нижней границей расчетной области, которая совмещена с границей зоны разгрузки надра-

ботанной толщи.

При этом процесс сдвижения протекает под действием сил гравитации. В связи с этим для стохастического моделирования необходимо использовать весомую модель, что обеспечивается учетом объемного веса горных пород.

Для моделирования приняты следующие граничные условия: боковые стенки закреплены так, что перемещение возможно только в вертикальном направлении; нижняя граница (дно) модели закреплена жестко, верхняя граница свободна, что позволяет оседание модели под силами гравитации. Дальнейшие операции компьютерного моделирования выполнялись на плоской модели для упрощения решения поставленной задачи, представленной на рис. 2.

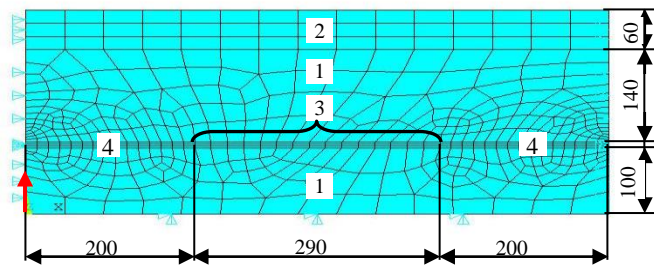


Рис. 2. Плоская модель массива горных пород для выполнения компьютерного моделирования: 1 - коренные породы; 2 - наносы; 3 - положение лавы; 4 - угольный пласт

яющие отношение размеров выработки вкрест простирания ($D_1=290$ м) и по простиранию ($D_2=580$ м) к средней глубине работ.

Сдвигения земной поверхности в точках главных сечений мульды сдвижения

$$\eta(x, y_1, y_2) = \eta_m S(zx, y_1, y_2)$$

где η - оседания земной поверхности; x, y_1, y_2 - относятся соответственно к полумульдам по простиранию L_3 , падению L_1 и восстанию L_2 пласта и указывают расстояние от начала полумульды (начала координат) до точки расчета деформаций; $S(z)$ - функция, выражающая закономерность изменения величин соответствующих сдвижений в точках полумульды; $Z_{x,y_1,y_2} = x, y_1, y_2 / L_{3,1,2}$ - расстояние от начала полумульды (от начала координат) до точки расчета в долях длины полумульды соответственно по простиранию, падению и восстанию пласта.

По полученным данным построена мульда сдвижения, приведенная на рис. 3.

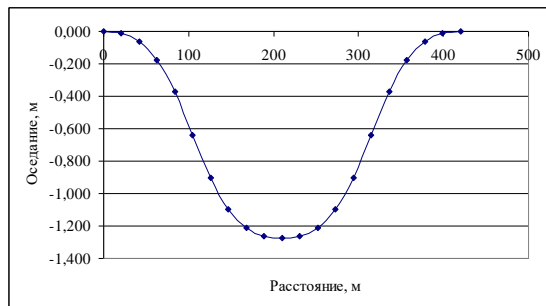


Рис. 3. Мульда оседаний земной поверхности рассчитанная по «Правилам ...» [1]

При заданных исходных условиях существует большое число возможных сочетаний модуля упругости, коэффициента Пуассона, сцепления и угла внутреннего трения для каждого из породных слоев, что существенно увеличивает сложность задачи настройки модели.

При этом только ограниченное число сочетаний указанных величин обеспечивает максимальное совпадение параметров мульды, полученной на модели и с помощью «Правил...».

Для нахождения этого сочетания использован метод планирования эксперимента на основе латинских квадратов [2].

Перед его использованием вычислено необходимое и достаточное количество экспериментов n , которое при относительной погрешности равной 0,05-0,1 и коэффициенте вариации 0,3 составило 8-32 при доверительной вероятности 95 %.

Геомеханическая система, имеющая несколько групп породных слоев и содержащая выемку, свободную поверхность и закрепленные границы, состоящая из материала с определенным пределом прочности и нелинейным поведением, вероятнее всего будет нелинейной. Для описания нелинейной зависимости необходимо 3-5 точек, что обеспечивает возможность обнаружения нескольких экстремумов.

В таком случае каждый исходный параметр будет принимать по пять значений, выбранные через определенный одинаковый интервал так, чтобы охватить весь диапазон изменения данного показателя (фактора). В табл. 2 приведены факторы на пяти уровнях, которые будут изменяться при выполнении стохастического моделирования.

Таблица 2

Уровень	Факторы и уровни исходных данных															
	Факторы и их значения															
	E_1 , ГПа	C_1 , МПа	μ_1	φ_1 , °	E_2 , ГПа	C_2 , МПа	μ_2	φ_2 , °	E_3 , ГПа	C_3 , МПа	μ_3	φ_3 , °	E_4 , ГПа	C_4 , МПа	μ_4	φ_4 , °
1	0,100	0,500	0,1	10	10,00	3	0,1	10	0,001	0,001	0,1	10	1,00	1,00	0,1	10
2	0,125	0,525	0,2	20	11,25	6	0,2	20	0,025	0,125	0,2	20	1,25	1,25	0,2	20
3	0,150	0,550	0,3	30	12,50	9	0,3	30	0,050	0,250	0,3	30	1,50	1,50	0,3	30
4	0,175	0,575	0,4	40	13,75	12	0,4	40	0,075	0,375	0,4	40	1,75	1,75	0,4	40
5	0,200	0,600	0,5	50	15,00	15	0,5	50	0,100	0,500	0,5	50	2,00	2,00	0,5	50

На рис. 4 приведено соотношение для сцепления и модуля упругости пород, из которого следует, что при большем сцеплении больше модуль упругости и наоборот. Это позволило модифицировать методику проведения экспериментов, используя парную корреляцию, что сократило количество опытов до 25.

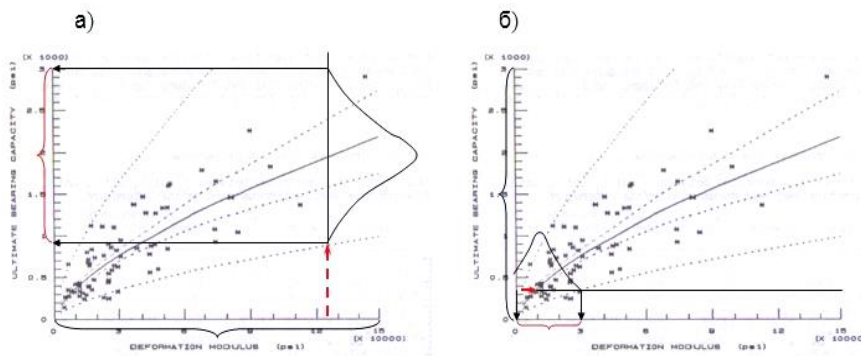


Рис. 4. Корректировка плана эксперимента на корреляцию сцепления и модуля деформации: *а* - первые 13 экспериментов; *б* - вторые 12 экспериментов

В ходе моделирования для каждой из 25 моделей получены значения координат узлов элементов и вертикальных деформаций в этих узлах, на базе чего построены муьды оседаний земной поверхности при разных сочетаниях физико-механических свойств в массиве горных пород, представленные на рис. 5.

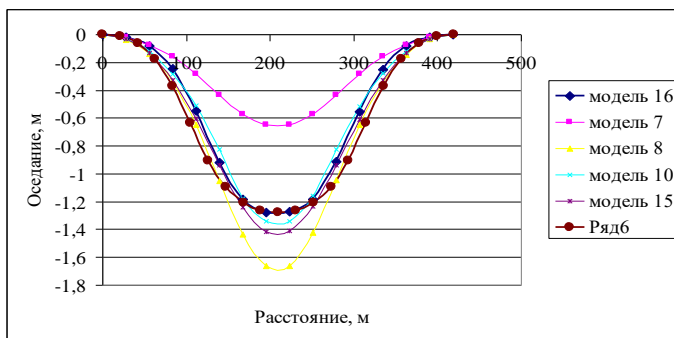


Рис. 5. Муьды сдвижений, построенные для нескольких разных моделей по предложенной методике и по «Правилам охраны...»

Сопоставление муьды сдвижений, построенной по «Правилам...», с муьдой, полученной для модели №16, показывает, что разница не превышает 11 % (см. рис. 5). Это позволяет в дальнейшем использовать данную модель в качестве основы для стохастического моделирования.

вания.

Длина муьды равняется 420 м, максимальные оседания наблюдаются над центром лавы и достигают значения 1,275 м.

Вертикальная компонента геостатического горного давления является одним из факторов, доказывающим достоверность используемой модели. В данном случае эта компонента для точки на глубине 210 м при $X = 133$ м равна 5,43 МПа, при расчете по классической формуле γH составляет 5,25 МПа. Разница между этими значениями не превышает 4 %.

На рис. 6 представлено распределение вертикальной компоненты (S_Y) в массиве горных пород. Видно, что зоны максимального напряжения 1 и 2 сформировались у краевых частей выработанного пространства лавы и в пределах зоны опорного давления и составляют около 19 МПа, что в 3,8 раза выше геостатического уровня. Это хорошо согласуется с установленной закономерностью формирования зоны опорного давления вокруг выработанного пространства. Зоны разгрузки 3 приурочены к середине выработанного пространства. При этом разгрузка в почве меньше и быстро затухает по мере удаления вниз от почвы отработанного пласта.

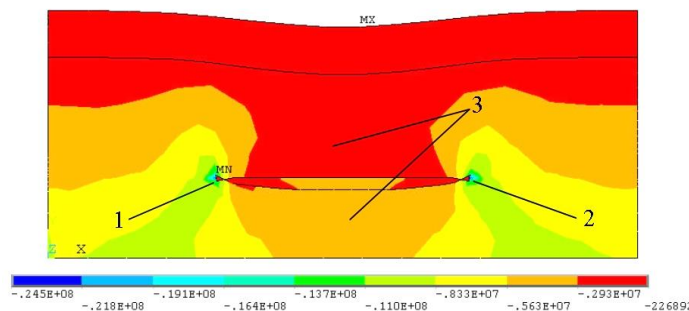


Рис. 6. Напряжения по вертикальной компоненте в массиве для модели №16

В кровле наоборот, разгруженная от горного давления область распространяется на всю высоту массива. В целом такие закономерности распределения вертикальной компоненты вокруг выработанного пространства лавы хорошо согласуются с известными параметрами распределения напряжения, что

свидетельствует о достоверности полученных результатов компьютерного моделирования.

Известно, что при величине вынимаемой мощности более 0,7 м сдвигение подрабатываемой поверхности протекает в запредельном состоянии, в результате которого возникают зоны разрушения.

Поэтому для подтверждения достоверности данной модели было построено распределение эквивалентных пластических деформаций в вертикальной плоскости, показанное на рис. 7.

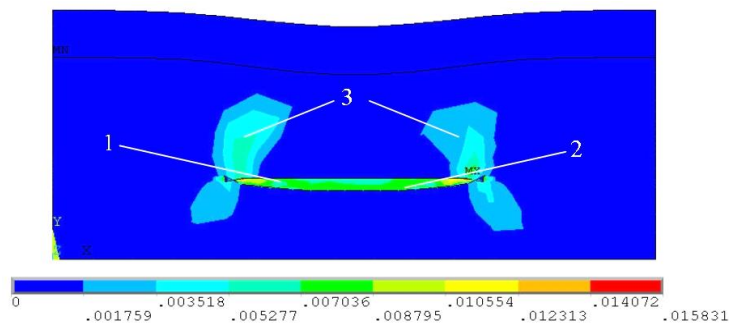


Рис. 7. Распределение эквивалентных пластических деформаций для модели №16

Из данных рис. 7 следует, что зоны максимальных разрушений 3 приурочены к краевым частям выработанного пространства и наклонены в его сторону примерно на 70° . Это хорошо согласуется с известной схемой сдвижений, которая трактует указанные области как зоны мак-

симальных изгибов с возможным расслоением [3]. Максимальные необратимые деформации достигают величины 0,015, что в 2-3 раза больше предельных деформаций, при которых наступает разрушение породы. Кроме того, разрушения наблюдаются в зоне беспорядочного обрушения пород 1, и в зоне поднятий пород почвы очистной выработки 2. Это соответствует общепринятым положениям схемы сдвижения.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, настройка модели, проведенные исследования и полученные результаты свидетельствуют о достоверности компьютерного моделирования. Дальнейшие исследования могут быть направлены на выполнение операций стохастического моделирования.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. - М.: Недра, 1981. - 288 с.
2. Маркшейдерское дело: Учебник для вузов / Д.Н. Оглоблин, Г.И. Герасименко, А.Г. Акимов и др. - 3-е изд. перераб. и доп. М.: Недра, - 1981. - 704с.
3. Музафаров Ф.И. Исследование общих закономерностей процесса сдвижения толщи горных пород и земной поверхности методом объемных моделей для условий разработки пологих пластов Донбасса: Дисс...канд. техн. наук: 05.15.02 / ДПИ. - Донецк, 1965. - 32 с.

Рукопись поступила в редакцию 29.05.12

УДК 621-192

М.В. КИЯНОВСЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., А.В.ГУЦАЛ, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДІАГНОСТИКА ЛОКАЛЬНИХ ДЕФЕКТІВ ТА РЕСУРСУ ПОВЕРХОНЬ ТЕРТЯ

У статті розглядаються основні діагностичні ознаки, які виникають при раптових відмовах пар тертя роторних механізмів та методи розпізнавання технічного стану контактуючих поверхонь, розроблено технологію діагностування процесу розвитку та утворення локальних дефектів поверхонь тертя.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Робота сил тертя на поверхнях тертя, в першу чергу, залежить від коефіцієнту тертя і факторів, що визначають рівень сил тертя. З одного боку, зниження витрат на подолання сил тертя визначається досконалістю роторних механізмів і машин, що застосовуються у технічних системах, з іншого - постійною увагою персоналу експлуатації до запобігання впливу факторів, що можуть змінити вид і режими тертя і зношування працюючого механізму незалежно від його досконалості. Наведені факти показують, що подолання сил тертя і втрата ресурсу поверхонь тертя мають свої об'єктивні закономірності, але механізм цих витрат повинен стати зрозумілим і підлягати свідомому керуванню в експлуатації.

Аналіз досліджень і публікацій. Основним деградаційним явищем, що приводить до раптових відмов пар тертя в механічних передачах чи механізмах є розвиток локальних дефектів контактуючих поверхонь типу вищерблення або задиру. Існує дві групи методів діагностики названих дефектів [1,2]: 1 - орієнтується на вилучення діагностичної інформації з складових сигналів в зонах основних частот вимушених коливань; 2 - група орієнтується на інформацію в зонах власних частот механізму (вимірювальної системи). Обидва підходи базуються на тому факті, що виникнення і розвиток пошкоджень контактуючих поверхонь за часом напрацювання

механізму супроводиться появою у віброакустичному сигналі сплесків і ударних імпульсів. З розвитком дефекту інтенсивність ударних імпульсів значно зростає, спричиняючи збільшення амплітудної модуляції (АМ) основних частот збудження при пітінгу і збільшенні індексу частотної модуляції (ЧМ) тих же частот при задирі.

Досить чутливою ознакою локальних дефектів є n -мірні вектори, сформовані з складових огинаючого спектра (АМ або ЧМ) однієї з вимушених частот дефектного вузла.

В обох випадках у спектрі коливального процесу в околиці вимушеної частоти f_0 з'являються або посилюються комбінаційні частоти $(kf \pm l f_l)$, $k, l = 1, 2, \dots$, що свідчить про розвиток локального дефекту.

Імпульсна послідовність пульсацій навантаження $F(t)$ типу ударних обурень, виникаючих при попаданні локального дефекту в зону контакту або в момент схоплювання контактуючих поверхонь, викликає відгук механічної системи на власній частоті дефектного вузла у вигляді осцилюючих коливань типу АЧМ. Спектр відгуку складної механічної системи з n -мірами свободи на короткі імпульси є широкосмуговим, і найкраще на такого роду впливи відгукуються власні частоти сусідніх до джерела збудження вузлів механізму. Найбільша амплітуда відгуку спостерігається на одній з власних частот дефектного вузла.

Співставлення можливостей наведених методів орієнтує на виконання моніторингу тільки на основі функціональних методів, які забезпечують безрозбірну ідентифікації технічного стану обладнання без виводу його з експлуатації за методом накопиченої вибірки узагальнюючого параметра технічного стану як часової функції. Виходячи з вимог до вибору методу моніторингу технічного стану встановлено, що найбільш інформативним, найбільш чутливим методом оперативної оцінки у режимі реального часу процесів спрацювання механізмів, що викликають додаткові витрати енергії приводу, є метод оцінки ступеню і інтенсивності спрацювання за критеріями росту потужності коливального збудження зони взаємодії деталей механізмів при появі, розвитку дефектів та накопичення пошкоджень від їх дії. З огляду на цей висновок визначено, що методи віброакустичної діагностики найбільш відповідають встановленим вимогам, забезпечуючи контроль технічного стану оперативно, без розбирання і дешевше альтернативних методів. Метод вібродіагностичного моніторингу зручний тим, що об'єкт діагностики в цьому випадку має одномірний простір діагностичних ознак, а сам діагностичний параметр „ X ” інтегрально виражає вплив на технічний стан обладнання багатьох його дефектів і несправностей.

Цей висновок підтверджують дослідження інших авторів. Так в [1] встановлено, що в зміні струму статора відображається біля 16 % всіх дефектів, температури перегріву 20 %, вібрації 80%. В інституті машинобудування ім. акад. Благонравова (Росія) [2] доведено, що 90 % дефектів і пошкоджень машини в першу чергу змінюють рівні і характеристики її вібрації.

Діагностичну оцінку додаткових енергетичних витрат на забезпечення працездатності технологічних агрегатів доцільно провести з використанням визначеного критерію енергетичного забезпечення працездатності „ X ”. Під працездатністю [4] розуміють стан об'єкта, при якому він здатний виконувати покладені на нього функції з параметрами встановленими вимогами технічної документації.

Постановка завдання. Розробити технологію діагностування процесів утворення та розвитку локальних дефектів на поверхні тертя розглядаючи кожний вузол системи як механічний резонатор локального дефекта з амплітудою впливу, зворотно пропорційною відстані від джерела.

Викладення матеріалу та результати. Отже, якщо відомі “ f_c - власні частоти” слабих вузлів механізму і частоти прокочування дефектів, то можна використати наступну схему постановки діагнозу:

- зняття АЧХ механізму і визначення f_c вузлів, найбільш схильних до зносу і поломок;
- визначення частот попадання дефектів слабого вузла в зону контакту;
- формування еталонного n -мірного вектора спектральних відліків kf - амплітудної огинаючої віброакустичного сигналу в зоні власної частоти вузла при його нормальному стані;
- періодично проводиться порівняння поточного вектора з еталонним;
- вихід за межі допустимих значень близькості векторів, отриманих на етапі навчання, служить сигналом про розвиток локального дефекту в даному вузлі.

Отже, для визначення працездатності технологічної машини вводиться в розгляд вектор її параметрів працездатності $R = \{r_1, r_2, \dots, r_m\}$. При цьому технічний стан технологічних машин

оцінюється множиною (m) параметрів r_i , зміна яких за час напрацювання приводить до збільшення енергетичних витрат. У теорії надійності, експлуатаційні властивості механізмів і машин, а, відповідно, і витрат додаткової енергії на забезпечення їх працездатності, визначаються за допомогою використання апарату теорії ймовірностей, математичної статистики для встановлення часових закономірностей зміни стану відповідного об'єкту дослідження. Методи математичної статистики, теорії ймовірностей вивчають масові явища і отримані результати розповсюджуються на об'єкти, які можуть входити в генеральну сукупність. На цій базі створювалися існуючі системи контролю за динамікою зміни технічного стану і профілактичного обслуговування. Проте для конкретної машини характерні цілком конкретні фізичні і хімічні процеси, що протікають в матеріалах деталей механізмів при їх експлуатації і що спричиняють старіння матеріалів і їх знос, пошкодження і руйнування елементів. Ці процеси обумовлюють конструктивні, технологічні і експлуатаційні чинники, які при побічному визначенні можна представити у вигляді вектора-стовпця $X = \{x_1, x_2, \dots, x_k\}$. Тоді технічний стан машини можна розглядати як векторний випадковий процес $R(t) = L(x, t)$, де L - оператор впливів факторів процесів спрацювання і якості експлуатації; t - час дії чинника x_i на параметри r_i . У теорії надійності таке визначення технічного стану об'єкта передбачає, що між параметрами працездатності і чинниками впливів $x_i(t)$ існують не функціональні, а імовірні залежності. Такий підхід, при повній його коректності довго і стійко визначав і обґрунтовував витратні технології експлуатації систем технологічних машин, розповсюджуючи на регламент експлуатації конкретної машини, правила функціонування статистичної сукупності машин.

У проведених дослідженнях зроблена спроба оцінити технічний стан машини виходячи з передумови, що в залежності $R(t) = L(x, t)$, де L - оператор зв'язку факторного простору X і простору параметрів працездатності R , мають функціональні співвідношення. Це можливо, якщо використати множини статичних параметрів типу температур, тиску і ін., що визначаються для конкретної машини, у поєднанні з інтегральною оцінкою динамічних реакцій машини, механізму або вузла на її робочий процес. Ці динамічні реакції є результатом взаємодії деталей механізму в процесі його функціонування і являють собою механічні коливання і пружні хвилі машини, що розповсюджуються по конструктивних елементах. Ці реакції інструментально вимірюються у вигляді фізичних параметрів: зміщень, швидкостей, прискорень контрольних точок машини.

Отже, всяка зміна параметрів працездатності конкретної машини приводить до зміни характеру взаємодії її елементів, тобто існує функціональний зв'язок між технічним станом машини і сукупністю статичних і динамічних параметрів конкретної машини. Зміна параметрів працездатності конкретної машини під впливом різних дефектів і несправностей відбувається на фоні зміни статичних параметрів функціонування машини, а також частотних і динамічних діапазонів коливальних процесів, які нарівні з інерційністю статичних параметрів, практично вмиють реагують на зміну технічного стану машини. Дослідження в [1-4] доводять, що ці властивості є переважаючими в задачах запобігання аварійним ситуаціям. Отже, наявність оперативних даних про технічний стан конкретної машини дає можливість ухвалювати рішення про об'єми, зміст і момент профілактичних і ремонтних впливів з метою забезпечення необхідного рівня енерговитрат на підтримку працездатності машини при мінімумі об'єктивно необхідних матеріальних витрат на їх здійснення.

Згідно з прийнятою концепцією динамічні процеси в технологічній або енергетичній машині посилюються або змінюються при появі дефектів або несправностей. Реєстрація динамічних реакцій виконується за допомогою відповідних вимірювальних засобів. Отже, прийнято вважати [1], що функціонуючий механізм треба розглядати як деякий перетворювач A параметрів його технічного стану r_i в параметри динамічних реакцій u_i ; тобто

$$\{X\} = A\{R\}, \quad (1)$$

де $\{X\} = \{x_j^{(t)} \dots x_n^{(t)}\}$ - вектор ознак технічного стану в n -мірному прикметному просторі.

Отже, додаткові витрати енергії стають пропорційними „ X ” і можуть бути визначеними за виразом [1]

$$E = \int_{-\infty}^{\infty} |X(f)|^2 df, \quad (2)$$

де E, X, f - відповідно повна енергія, амплітуда і частота коливального збудження машини.

Відносно вібраційного стану машин і механізмів потрібно зауважити, що ідеально створена і

налагоджена машина не має джерел коливального збудження, тобто працює без вібрацій. Поява вібрацій засвідчує про появу дефектів, пошкоджень, що змінили технічні параметри машини, що вимагає додаткових витрат енергії на збереження динамічної рівноваги механізмів при виконанні робочого процесу. Рівень допустимої вібрації регламентується світовими і регіональними стандартами, наприклад ISO 10816, 2372, VDI 2056, DIN 45655. Дослідження проведенні в [3] показали, що принципом призначення граничних норм вібрації в основних стандартах є регламентація потужності, що витрачає привід на збудження вібрації механізму, в якому, в наслідок неналежного налагодження, спрацювання, пошкоджень, змінилися параметри балансування, жорсткості, власні частоти резонансу. Отже, досягнення граничного рівня вібрації машини, або робота біля граничних рівнів, свідчить про додаткові витрати енергії приводу (до 15 %) [3].

Цей висновок, при сприйнятті рівня коливального збудження машини, як універсального критерію, що корелюється з величиною додаткових витрат енергії приводу, приводить до простих шляхів зменшення до 15 % енерговитрат, за рахунок організації експлуатації з мінімальними рівнем коливального збудження механізмів. Додатково при такій організації експлуатації вдається скоротити до 25-30 % експлуатаційних витрат в собівартості виробництва [4].

Вибір методів розпізнавання технічного стану контактуючих поверхонь з використанням імовірних ознак діагностичного сигналу.

Задача розпізнавання класів технічних станів, природно, повинна спиратися на добре розроблений апарат теорії розпізнавання образів.

Прийнято для всіх об'єктів діагностичного контролю встановлювати наступні класи станів: $W(1)$ - початкове (еталонне); $W(2, \dots, n-1)$ - проміжні; $W(n)$ - граничне.

Кожний клас станів визначається ознаками U_{ij} , тобто існує функціональна залежність $W_i = P(U_1, \dots, U_j)$.

Значення ознак для класу станів $W(i)$ визначається з технічної документації для умов параметричної діагностики і в ході навчального експерименту для інтегральної віброакустичної діагностичної інформації.

Ознаки, що використовуються можна розділити на детермінований, імовірні, логічні. До детермінованих відносяться конкретні числові значення параметричної діагностики (температура масла, корпусних деталей, тиск, витрата мастильної рідини і т.ін.). До ймовірних відносяться характеристики випадкових процесів віброактивності об'єктів, що діагностуються. До логічних ознак відносяться ознаки, що не мають якісного вираження. Вони являють собою думки якісного характеру типу наявності або відсутності деяких властивостей.

Алгоритм розпізнавання оцінює міру близькості сукупності ознак до раніше певних класів станів, які зберігаються в пам'яті діагностичної системи. Сукупності поточних діагностичних ознак визначають точку в прикметному просторі $U_i = (U_{i1}, \dots, U_{in})$, яка співвідноситься до точки різних класів станів за допомогою загальнозживаних показників відстані в прикметному просторі

$$\text{відстань по Хемінгу} \quad d_{ij} = \sum_{k=1}^n (U_{ik} - U_{jk}), \quad (3)$$

$$\text{Евклідова відстань,} \quad d_{ij} = \left[\sum_{k=1}^n (U_{ik} - U_{jk})^2 \right]^{1/2} \text{ і т.ін.} \quad (4)$$

Точки в прикметному просторі, які визначають фіксовані технічні стани в умовах експерименту, отримують статистичне усереднення вибірок з l члена

$$U_i^e = \left\{ 1/l \sum_{k=1}^l U_{k1}, 1/l \sum_{k=1}^l U_{k2}, \dots, 1/l \sum_{k=1}^l U_{kn} \right\}, \quad (5)$$

Розпізнавання технічних станів механізмів повинно супроводжуватися оцінкою точності процедур порівняння і обґрунтування відповідного класу станів.

Для класифікації станів механізмів особливо при використанні імовірних ознак рекомендується використати [3] схожість векторів ознак. Найбільш вжитковою мірою схожості є косинус кута ϕ_{ij} між векторами U_i і U_j , який можна представити величиною нормованої функції кореляції

$$R_{ij} = \cos \varphi_{ij} = \frac{\sum_{k=1}^n U_{ik} U_{jk}}{[(\sum_{k=1}^n U_{ik}^2)(\sum_{k=1}^n U_{jk}^2)]^{1/2}} \quad (6)$$

Запропоновану міру схожості зручно використати при зіставленні характеристик часових випадкових процесів, які вміщують значення ознак класів станів, що розпізнаються.

Крім того, при використанні імовірних ознак випадкових величин, як вирішальні правила, застосовують теорему гіпотез або формулу Байєса

$$P(W_i / a_n) = \frac{P(W_i) P_i(U_1^o, \dots, U_n^o)}{\sum_{i=1}^m P(W_i) P_i(U_1^o, \dots, U_n^o)} \quad (7)$$

де W_i - i - це розпізнаваний стан; $U_1 \dots U_n$ - фактичні ознаки стану; $P(W_i)$ - імовірність розпізнаваного стану.

Вибору віброакустичних діагностичних ознак передують вивчення статистики відмов. Кожному вигляду відмови стає у відповідність ознака стану і міра його кількісного вимірювання.

З метою мінімізації маршруту розпізнавання технічних станів при проведенні досліджень встановлено достатня ефективність критерію “відстані Хемінга”, який пройшов масштабні випробування і впроваджений для контролю процесів спрацювання збагачувального обладнання. Перед вибором критерію розпізнавання станів обладнання всі ознаки доцільно розділити на групи залежно від швидкості розвитку дефектів. 1 група - схоплювання контактуючих поверхонь, яке може виявиться як лавиноподібний процес, що приводить до надзвичайно-аварійних ситуацій і тривалих простоїв. Параметри сигналу, що містить інформацію про зародження цих дефектів мають малу енергоємність і вимагають залучення математичного апарату для аналізу миттєвих значень віброакустичних процесів.

Найбільш інформативним у цьому випадку є ексцес процесу. Експериментально встановлено, що значення ексцесу характеризує параметри процесу тертя в підшипнику. Момент тертя нормально працюючого підшипника ковзання має характер стаціонарного коливального процесу, енергія якого передається на корпус підшипника. Сучасні п'єзокристалеві перетворювачі здатні вловлювати коливання малопотужних джерел коливань, до яких відносимо реактивний момент тертя в підшипнику.

Виникнення ознаки задиру спричиняє порушення стаціонарності коливального процесу, що є важливим джерелом діагностичної інформації. Оскільки розвиток задиру має лавиноподібний характер, що приводить до аварійного руйнування (схоплюванню) контактуючих поверхонь, необхідно вибрати параметри діагностичного сигналу, що мають високу чутливість до стаціонарності коливального процесу. Якісні й кількісні зміни у вібросигналі при появі ознак заїдання, що приводить до задиру підшипника і заклиненню вала виявляються в зміні форми щільності імовірності амплітуд вібросигналу і коефіцієнта ексцесу

$$E_k = (\mu_4 / \sigma^4) - 3,$$

де μ - центральний момент четвертого порядку.

$$\mu_4 = M\{[X(t) - m(t)]^4\} = \int_{-\infty}^{\infty} [X(t) - m(t)]^4 p(x, t) dx, \quad (8)$$

$$\sigma^2 = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{1}{N} \sum \{x_i(t_j) - m(t_j)\}^2 \quad (9)$$

Для вузькосмугового сигналу на власній частоті підшипника значення E_k для нормально працюючого підшипника дорівнює $-0 \div 0,04$. Для дефектного стану характерно підвищення коефіцієнта ексцесу на 30...35 дБ.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Застосування цього методу в експлуатації ускладнене потребою застосування спеціальної апаратури і визначення власних частот механізмів. При проведенні досліджень доведено, що такий ефект діагностування досягається при використанні цифрових методів дослідження спектральної щільності потужності коливальних процесів, які розроблено у [4].

Друга група методів призначена для ідентифікації пошкоджень, які розвиваються повільно. Для таких процесів повністю придатні критерії “відстані Хемінга” за даними засобів акустич-

ного контролю спектральних складових акустичних процесів у поєднанні з статичними параметрами функціонування механізму. У невизначених випадках при застосуванні цього методу граничне значення динамічних діапазонів для класифікації відмов отримане на основі існуючого положення, згідно з яким зміна ознаки на 6 дБ вважається істотною.

Список літератури

1. Генкин М.Д, Соловьева А.Г. Виброакустическая диагностика машин и механизмов. - М.: Машиностроение, 1987. -288 с.
2. Барков А.В. Вибрация и вибродиагностика судового электрооборудования. -Л.: Судостроение. 1986, -274 с.
3. Седуш В.Я., Кравченко В.М., Сидоров В.А., Ошовская Е.В. Диагностирование механического оборудования металлургических предприятий. – Донецк: „Юго-Восток, Лтд”, 2004. - 99 с.
4. Княновский Н.В. Новые разделы в теории и практике надежности машин. - Кривой Рог.: Минерал, 1998. - 210 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 621.78: 621.78

В.П. НЕЧАЕВ, канд. техн. наук, доц., А.А. РЯЗАНЦЕВ, аспирант
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

МОДИФИКАЦИЯ СВОЙСТВ ПОВЕРХНОСТНЫХ СЛОЕВ ТЯЖЕЛОНАГРУЖЕННЫХ ДЕТАЛЕЙ ГОРНЫХ МАШИН ПОСРЕДСТВОМ ПЛАЗМЕННОГО УПРОЧНЕНИЯ

Рассмотрены особенности технологии плазменного упрочнения поверхностей зубьев крупномодульных колес. Обосновано преимущество метода для повышения эксплуатационных показателей деталей горных машин.

Ключевые слова: плазмотрон прямого действия, плазменный нагрев, термический цикл, упрочненный слой, эксплуатационные показатели.

Введение. В промышленности широкое распространение находят крупногабаритные и крупномодульные зубчатые передачи. Например, шаровые мельницы, предназначенные для измельчения различных руд, угля и другого сырья, оборудуются открытыми зубчатыми передачами, модуль зубьев которых равен $m=20...34$ мм, ширина зубчатого венца $b=600...1000$ мм. Они работают в условиях ударно-циклических контактных нагрузок, что вызывает высокие требования к несущей способности зубчатой передачи. Снижение несущей способности определяется такими причинами: разупрочнение зуба у его основания, усталостное выкрашивание контактной поверхности и износ профиля зуба. Повреждение зубчатых колес может также наступать в результате волнистого износа. Это явление вызвано пластическим течением поверхностного слоя вследствие циклического контактирования в режиме скольжение-качение, а также недостаточной твердостью. Ключевыми вопросами при проектировании зубчатых передач является выбор материала и способа его упрочнения.

Учитывая изложенное, проблема продления эксплуатационного ресурса деталей является весьма актуальной в экономическом, в экологическом и ресурсосберегающем аспектах, поскольку их первичное производство и утилизация сопровождаются потреблением сырьевых и энергетических ресурсов, а также техногенным загрязнением окружающей среды.

Перспективным направлением решения этой проблемы представляется упрочняющая термическая обработка рабочей поверхности концентрированным потоком энергии [1]. Образующиеся при скоростном нагреве и охлаждении структуры закалочного типа обладают высокой твердостью, износостойкостью, сопротивлением разрушению.

Широкое промышленное применение большинства известных способов упрочняющей обработки концентрированным потоком энергии (лазерной, электроннолучевой, катодно-ионной и др.) сдерживается высокой стоимостью и сложностью оборудования, недостаточными его надежностью и производительностью, необходимостью использования вакуума, специальных помещений с особыми требованиями, потребностью в квалифицированном обслуживании, высокими эксплуатационными расходами и др. В этих условиях, для продления эксплуатационного ресурса быстроизнашивающихся деталей рациональным по параметрам универсальности, доступности, экологичности и экономической эффективности представляется способ поверх-

ностной термообработки плазменной дугой [1-3]. Не изменяя параметров шероховатости поверхности, такая термообработка легко встраивается в технологический процесс подготовки и ремонта деталей, являясь финишной операцией, малозатратна, достаточно производительна и позволяет эффективно увеличить их эксплуатационную стойкость.

Основное содержание и результаты работы. Целью плазменной закалки является повышение эксплуатационного ресурса деталей машин за счет упрочнения их поверхностного слоя (толщиной до нескольких миллиметров) термической обработкой плазменной дугой при неизменном общем химическом составе материала и сохранении во внутренних слоях первоначальных свойств исходного металла.

Упрочнение является результатом высокоскоростного локального нагрева плазменной дугой поверхностного слоя изделия до высоких (выше AC_3) температур и быстрого его охлаждения со сверхкритической скоростью (свыше $200\text{ }^\circ\text{C}/\text{с}$) в результате теплоотвода в глубинные (внутренние) слои материала изделия. Образующиеся при скоростном нагреве и охлаждении структуры закалочного типа обладают высокими твердостью, износостойкостью и сопротивлением разрушению. Плазменное упрочнение доэвтектоидных сталей 30ХГСА, 45Х, 50ХН и 65ХЗМФ в зоне закалки формирует мартенсит с твердостью 7500-8800 МПа [4].

Установлено, что эффект от плазменной закалки определяется повышением эксплуатационных свойств детали благодаря изменению физико-механических характеристик поверхностного слоя, вследствие образования специфической структуры и фазового состава металла, а также получения на поверхности сжимающих остаточных напряжений. В переходной зоне по голубине увеличивается неоднородность структуры в такой последовательности: мартенсито-троостит, мартенсит и трооститная сетка, а на границе с исходной - переход в ферритную.

Структурные превращения в целом соответствуют происходящим при объемной закалке, однако, высокие скорости нагрева и охлаждения вызывают изменение соотношений между структурными составляющими, изменение их морфологии вследствие повышенной дефектности кристаллического строения (увеличение плотности дислокаций, измельчение блоков и рост напряжений в кристаллической решетке) [1,2].

Формирование напряжений при охлаждении поверхности, подвергнутой плазменной закалке, можно представить следующим образом [5]. После прекращения воздействия плазменной дуги наиболее быстро охлаждается внутренний слой металла, расположенный возле непрогретого исходного слоя, а приповерхностный слой - в последнюю очередь. В процессе сжатия при охлаждении он воздействует на внутренний слой, формируя в нем сжимающие напряжения, в то время как на поверхности формируются растягивающие.

При этом в поверхностном слое сталей мартенситное превращение происходит в последнюю очередь. Поскольку мартенсит имеет больший объем, то в приповерхностном слое в это время за счет фазовых напряжений происходит расширение и возникают сжимающие напряжения. В результате величина и знак остаточных напряжений $\sigma_{ост}$ зависят от соотношения термических $\sigma_{терм}$ и фазовых $\sigma_{фаз}$ напряжений с учетом возможных пластических эффектов. При $\sigma_{терм} > \sigma_{фаз}$ на поверхности формируются растягивающие напряжения, а при $\sigma_{терм} < \sigma_{фаз}$ - сжимающие.

Характер и объем протекания перечисленных явлений зависит от теплофизических свойств обрабатываемого материала, скорости относительного перемещения заготовки и источника нагрева, тепловой мощности плазменной дуги [2]. Меняя указанные параметры, можно добиваться увеличения степени проявления той стороны плазменного воздействия на материал заготовки, доминирование которой считается целесообразным для данного случая.

Структура упрочненного слоя, характеризующаяся большой твердостью и высокой дисперсностью, оказывает определяющее влияние на изменение эксплуатационных характеристик упрочненных материалов - износостойкость, механические свойства (прочность, пластичность, трещиностойкость, выносливость), тепло- и коррозионную стойкость.

Характер изменения эксплуатационных характеристик при плазменном упрочнении наряду с фазовыми и структурными превращениями обусловлен также реализацией определенных механизмов упрочнения при их взаимосвязи. Известно, что в результате закалки происходит комплексное упрочнение материала, определяемое влиянием дефектов тонкой кристаллической структуры (дислокаций, вакансий и их комплексов), мартенситными превращениями и включениями дисперсной фазы [1,3]. Применительно к плазменному упрочнению влияние различных

механизмов структурного и субструктурного упрочнения на эксплуатационные характеристики пока не изучено, что подтверждает актуальность дальнейших исследований

В начале необходимо сформулировать требования, или критерии, которым должен удовлетворять источник нагрева в условиях данного способа обработки, а именно - упрочнение крупномодульных шестерен.

Первое требование к источнику нагрева - возможность регулирования ширины нагрева.

Второе требование к источнику нагрева - отсутствие оплавления поверхностного слоя.

Третий критерий - обеспечение равномерной глубины структурных превращений.

Четвертый критерий - достижения необходимой микроструктуры упрочненного слоя.

Плазмотроны для плазменного упрочнения должны удовлетворять как общим требованиям, присущим всем плазмотронам (высокая мощность, стабильность параметров плазменного потока, значительная энергетическая эффективность, большая длительность непрерывной работы, надежность конструкции, простота эксплуатации), так и обладать рядом специфических свойств: защищенность токоведущих частей и способность регулировки положения плазмотрона. Кроме того, для обеспечения эффективного нагрева материалов с различными теплофизическими характеристиками в конструкции плазмотрона должно быть предусмотрено варьирование параметров нагрева в достаточно широких пределах [2].

При выборе генераторов плазмы предпочтение следует отдавать плазмотронам прямого действия. Это связано с тем, что работа плазмотрона косвенного действия сопровождается выделением шума с высоким общим уровнем, что крайне резко ухудшает санитарно-гигиенические условия работы термиста. Недостатком плазмотронов прямого действия является высокая локальность нагрева ими поверхности обрабатываемой детали [2].

С учетом изложенных требований был использован однодуговой плазмотрон постоянного тока ПВР-401. Плазмообразующий газ - воздух. По расположению плазменной дуги относительно дугового канала, а также по характеру воздействия дуги на обрабатываемый материал, он относится к плазмотронам прямого действия.

Снижение локальности нагрева осуществляется за счет наложения на поток генерируемой плазмы внешнего переменного магнитного поля. Поскольку поток плазмы представляет собой движущиеся заряженные частицы, то это приводит к тому, что прямолинейно движущаяся заряженная частица плазмы при попадании во внешнее магнитное поле отклоняется от первоначального направления своего движения. Если первоначальное направление движения заряженных частиц перпендикулярно силовым линиям магнитного поля, то в магнитном поле заряженные частицы движутся по дуге окружности. В результате этого поток плазмы оказывается как бы изогнут по дуге окружности. Расположение центра кривизны дуги окружности определяется направлением силовых линий и магнитной индукцией внешнего магнитного потока. Переменный характер внешнего магнитного поля приводит к колебаниям потока плазмы с частотой изменения магнитного поля, а при достаточной частоте магнитного поля интегральное пятно нагрева на поверхности заготовки вытягивается в линию, следствием чего является снижение локальности нагрева.

Для создания внешнего магнитного поля серийно выпускаемый плазмотрон прямого действия 4 (ПВР-401) снабжают специальной магнитной системой (рис. 1), которая состоит из двух сердечников с катушками 3 и наконечником 2.

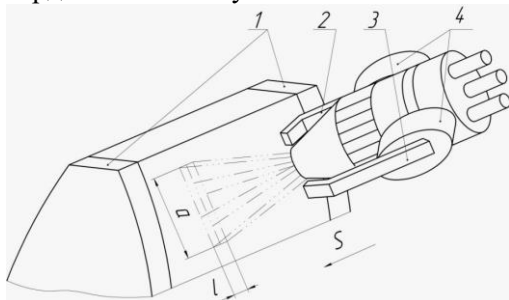


Рис. 1 Схема устройства

Наконечники имеют водоохлаждаемые каналы, так как нагрев металла наконечников выше температуры, соответствующей точке Кюри, не допускается. Корпуса катушек 3 выполнены из термостойкого изолирующего материала, например фторопласта-4. Электромагнитные катушки подключают к источнику переменного напряжения. Частота источника может быть промышленной, т.е. равной 50 Гц. Применение рассматриваемого устройства в комплекте с плазмотроном ПВР-401 (диаметр сопла $d_c=6$ мм) позволяет

получать размах колебаний 0...60 мм, который регулируется путем изменения силы тока, питающего магнитную систему. Исследования показали, что сканирующая дуга обеспечивает достаточно хорошую равномерность теплового потока, плотность которого может варьироваться как за счет изменения параметров дуги, так и путем изменения амплитуды ее колебаний. Так

же для избегания оплавления на краях детали, к шестерне прикрепляются специальные накладки 1. Таким образом, сочетание плазмотрона прямого действия с описанной магнитной системой позволяет иметь мощный сосредоточенный тепловой источник для интенсивного нагрева поверхности обрабатываемой детали. Перемещение такого источника со скоростью, превышающей скорость распространения тепла в материале обрабатываемой детали, приводит к интенсивному отводу тепла от поверхностных слоев в тело детали. В результате этого скорость охлаждения поверхностных слоев достигает нескольких сотен градусов в секунду, что обеспечивает структурные превращения в металле поверхностных слоев детали. Как показали результаты теоретических и экспериментальных исследований, глубина закаленного слоя с мелкоигльчатой мартенситной структурой составляет 3...5 мм.

При обработке заготовок с подогревом сканирующей дугой, рассматривая условно пятно нагрева как линейный равномерно распределенный быстродвижущийся источник теплоты, можем написать

$$\theta_H \approx 437IU\eta_T\sqrt{\omega}/\lambda B\sqrt{S_M L}, \quad (1)$$

где η_T - тепловой КПД дуги; λ , Вт/см \cdot °С, и ω , см 2 /с-коэффициенты тепло- и температуропроводности обрабатываемого материала соответственно; B - ширина зоны нагрева (амплитуда сканирования плазменной дуги, мм); S_M - скорость перемещения дуги относительно заготовки, мм/мин [1].

Формула (1) справедлива для расчета температуры подогрева металла на обрабатываемой поверхности при закалке боковой поверхности зуба шестерни.

Для расчета температуры в этом случае, в системе координат $XOYZ$

$$\theta_H(x, y, z) = \frac{218IU\eta_T\sqrt{\omega}}{\lambda b_H\sqrt{S_M X}} \exp\left[-\frac{S_M y^2}{2.410^4 x}\right] \times \left\{ \operatorname{erf}\left[\frac{b_H + z}{100} \sqrt{\frac{S_M}{2.4\omega x}}\right] + \operatorname{erf}\left[\frac{b_H - z}{100} \sqrt{\frac{S_M}{2.4\omega x}}\right] \right\} \quad (2)$$

В формулу (2) все линейные величины подставляются в миллиметрах, остальные переменные - так же, как и в (1).

Использование такой технологии позволяет осуществлять поверхностную местную закалку крупногабаритных деталей приводов. Учитывая сложность закалки по традиционным технологиям крупномодульных шестерен, авторы считают, что максимальный эффект от плазменной закалки может быть получен при ее применении для зубчатых колес, вал-шестерен. Кроме того, при плазменной закалке зубчатых колес может быть достигнут дополнительный эффект. Он обусловлен возможностью получения переменной твердости по поверхности зубьев, что позволяет управлять процессом изнашивания зубьев для поддержания постоянства качественных показателей зацепления зубчатых колес.

Сокращение длины дуги, как и повышение расхода плазмообразующего газа, ведет к увеличению «жесткости» дуги, и для получения той же амплитуды колебаний ее требуется значительно большая напряженность магнитного поля [2]. Поэтому магнитно-отклоняющую систему следует устанавливать непосредственно на плазмотроне, а длину магнитопроводов необходимо делать как можно меньше, так как от этого зависит эффективность работы системы.

Описанная схема нагрева позволяет также осуществлять плазменную обработку после наплавки [5]. В качестве примера реализации комплексной технологии упрочнения применяют технологию упрочнения рабочих валков штрипсового стана ПАТ «АрселорМиттал Кривий Ріг».

Технология предусматривает наплавку порошковой проволокой ПП-Нп-25Х5ФМС под флюсом АН-20, механическую обработку и плазменное упрочнение. Обработанные валки эксплуатируют без повторного упрочнения в течение двух трех кампаний, затем осуществляют перешлифовку.

Особый интерес представляет плазменное поверхностное упрочнение колесных пар. Закалка гребней колес до твердости более 600Н V снижает интенсивность бокового изнашивания гребней колес и головки рельса.

Заключение. Можно отметить следующие преимущества плазменной закалки по сравнению с другими способами термообработки:

при закалке концентрированными источниками энергии в силу специфичности обработки (высокие скорости нагрева и охлаждения) удастся получить такую структуру и свойства поверхностного слоя, которые недостижимы при традиционных способах термической обработки;

упрочняется только поверхностный слой, а сердцевина остается вязкой, что обеспечивает повышенное сопротивление одновременно изнашиванию и усталости;

отсутствие или минимальные деформации упрочняемых деталей, что позволяет повысить точность их изготовления, снизить трудоёмкость механической обработки и затраты на изготовление;

высокая производительность;

при закалке без оплавления поверхности не требуется последующая механическая обработка, что позволяет использовать ее в качестве финишной операции технологического процесса; наличие в поверхностном слое сжимающих напряжений и присутствие остаточного аустенита повышают сопротивляемость зарождению и распространению трещин;

высокий эффективный КПД нагрева плазменной дугой (до 85 %), для сравнения, при лазерном упрочнении - 5 %;

простота обслуживания, мобильность, невысокие стоимость и эксплуатационные расходы, малые габариты технологического оборудования, возможность автоматизации и роботизации технологического процесса.

По сравнению с лазерной и электроннолучевой закалкой плазменная имеет следующие преимущества:

стоимость оборудования на порядок ниже;

простота работы на установке и его обслуживания, т.е. не требуется высококвалифицированный обслуживающий персонал;

мобильность установки, т.е. возможность перемещения и быстрого монтажа на любом станке, обеспечивающем необходимую скорость перемещения детали или плазматрона;

не требуется, как при лазерной закалке, наносить на поверхность специальные покрытия для увеличения поглощения лазерного излучения.

Технология закалки плазменной дугой является оптимальной по параметрам универсальности, доступности, экологичности и экономической эффективности. Она позволяет увеличить срок службы деталей, минимум, в 1,5...2 раза и сократить затраты на обслуживание и ремонт оборудования на 40...50 %. Кроме того, эта технология производительней и дешевле других способов поверхностной закалки (в том числе и ТВЧ).

Список литературы

1. Резников Н.А., Шатерин М.А., Кунин В.С., Резников Л.А. . Обработка металлов резанием с плазменным нагревом. М: Машиностроение, 1986.-232 с.
2. Шатерин М.А., Коротких М.Т., Нечаев В.П. Плазматрон для плазменно-механической обработки. - “Сварочное производство”, 1986, №8, - с.27,28
3. Нечаев В.П., Рязанцев А.А. Особенности тепловых процессов при обработке заготовок с плазменным нагревом. – Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. – Вип.26. Кривий Ріг, 2010. – с.157-160.
4. Плазменное поверхностное упрочнение / А.К.Лещинский, С.С.Самотугин, И.И. Пирч, В.И. Комар. К.: Техніка, 1990. - 110 с.
5. Лащенко Г.И. Плазменное упрочнение и напыление. – К.: «Екотехнологія», 2003. – 64 с.

Рукопис подано до редакції 20.03.12

УДК 504.054:622.692.4

Г.Г ТРІШИНА, магістрант, І.П. АНТОНІК, канд. біол. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦІНКА СТАНУ ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ ГРУНТОВОГО ПОКРИВУ КРИВБАСУ ПІД ЧАС ЕКСПЛУАТАЦІЇ НАФТОПЕРЕКАЧУВАЛЬНОЇ СТАНЦІЇ «ШИРОКЕ» ПАТ «УКРТРАНСНАФТА»

Проведено оцінку стану екологічної безпеки ґрунтового покриву прилеглої території нафтоперекачувальної станції «Широке» за допомогою аналізу видового складу рослин, враховуючи фітотоксичність ґрунту.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В екології ґрунтовий покрив розглядається як особлива підсистема біосфери. На відміну від інших оболонок геосфери, ґрунтовий покрив є поліморфною, надзвичайно складною і енергомісткою системою, здатною до саморозвитку, саморегулювання та самовідтворення. З екологічних позицій забруднення навколишнього середовища означає внесення в екологічну систему не властивих їй живих чи не-

живих компонентів, які зумовлюють структурні зміни, порушують кругообіг речовини, нормальну життєдіяльність екосистеми, через що вона руйнується або знижується її продуктивність [2].

В силу географічних та історичних умов Україна відіграє важливу роль у забезпеченні енергетичного ринку Європи нафтою. Оскільки, на сьогодні, за техніко-економічними показниками (собівартістю перевезення, капітальних вкладень, витрат металу, пального, швидкості постачання) найвигіднішим є - трубопровідний транспорт, саме він одержав найкращий розвиток. З'єднуючи місця видобування і переробки нафти зі споживачами, магістральні трубопроводи виконують важливу роль. [2]

Але, під час експлуатації трубопровідної нафтотранспортної системи виникає проблема забруднення навколишнього середовища і в першу чергу - забруднення ґрунтів нафтою та нафтопродуктами. Виникнення аварійних ситуацій з витоком нафтопродуктів під час їх транспортування, завдає величезної шкоди природі та економіці: деградують сільськогосподарські угіддя, падає врожайність сільськогосподарських культур, зменшується продуктивність лісів і луків, вилучаються з господарського обороту значні площі родючих земель, забруднюються ґрунтові та підземні води. У той же час для природного відновлення забруднених земель потрібні сотні, а часом і тисячі років [1].

Аналіз досліджень та публікацій. Відповідно до прийнятої в 2003 р. Українською академією аграрних наук "Концепції екологічного нормування допустимого антропогенного навантаження на ґрунтовий покрив", забруднення геологічного середовища небезпечними речовинами (важкими металами, пестицидами, радіонуклідами, нафтопродуктами, тощо) становить значну частку екологічних проблем на території України. Згідно цієї ж концепції, ґрунти вважаються забрудненими, якщо концентрація шкідливих речовин в них досягає рівня, за якого відбувається пригнічення рослинного покриву; знижується продуктивність сільськогосподарських земель; порушується природна рівновага в ґрунтовому біоценозі; відбувається латеральна і радіальна міграція забруднюючих речовин із ґрунту до підземних або поверхневих вод. В зв'язку з цим, забруднення ґрунту внаслідок господарської діяльності людини являється значним фактором впливу на довкілля. Забруднення ж ґрунтів нафтопродуктами створює нову екологічну обстановку, що призводить до глибокої зміни всіх ланок природних біоценозів або їх повної трансформації.

Потенційними джерелами забруднення ґрунту нафтопродуктами, які можуть статися в разі порушення технологічних режимів роботи устаткування чи виникнення аварійної ситуації є підприємства нафтогазового комплексу. Саме тому, за рівнем шкідливого впливу на природне середовище, вони вважаються об'єктами підвищеного екологічного ризику.

Відповідно до ГОСТ 17.1.4.01-80, нафтопродукти - це суміш неполярних і мало полярних вуглеводнів (аліфатичних, ароматичних, ациклічних), що становлять головну й найбільш характерну їхню частину - 70-90 % від суми всіх речовин, що є присутніми у нафтопродуктах.

Завдяки високій адсорбційній здатності ґрунту, нафтопродукти довгий час зберігаються в ньому, змінюючи його фізико-хімічні та біологічні властивості. Так, наприклад, склеювання структурних частин ґрунту нафтою призводить до зростання в'язкості і щільності ґрунтової маси, погіршення його повітряно-водного режиму.

Огортаючи коріння рослин, смолянисто-асфальтенові компоненти нафти різко погіршують доступ до них вологи, внаслідок чого рослини гинуть [1].

Розглядаючи проблеми забруднення ґрунтів нафтою та нафтопродуктами, Н.П. Солнцева, Ю.И. Пиковський [4], підкреслюють, що при забрудненні нафтопродуктами ґрунтів відбуваються порушення структурних та функціональних характеристик ґрунтової екосистеми, зниження продуктивності земель, зміна морфологічних характеристик та фізико-хімічних властивостей ґрунтів. Через забруднення ґрунтового покриву нафтопродуктами виникають анаеробні умови, змінюється окисно-відновлювальний потенціал, порушується вуглецево-азотний баланс, змінюється вміст поглинутих основ кальцію і магнію, внаслідок чого ґрунт втрачає свою родючість, стає гідрофобним, підвищується ерозія, вивітрювання та ін. [4].

На думку Е.В. Стабникова, М.В. Селезнева [4] нафтопродукти токсичні для ґрунтової біоти через наявність в нафтах ароматичних і поліциклічних вуглеводнів, тому ґрунти дуже повільно самовідновлюються. У зв'язку з цим, рівень впливу забруднення ґрунтового покриву нафтопродуктами залежить від спроможності ґрунтової екосистеми до самовідновлення, що пов'язано з інтенсивністю протікання процесів самоочищення. Визначальну роль у самоочищенні ґрунту

від нафтопродуктів відіграє біологічна деструкція, яка обумовлена мікробіологічними і біохімічними процесами розкладання нафтових вуглеводнів [4].

На думку Л.А. Коудиної на першому етапі самоочищення ґрунтового покриву відбувається видалення з ґрунту найбільш низькомолекулярних легколетких вуглеводнів шляхом фізичного випаровування, вимивання та фотохімічного розкладу. Саме з цими фракціями більшою мірою пов'язані гостротоксичні властивості вуглеводнів по відношенню до живих організмів. Другий етап деструкції вуглеводнів нафти продовжується 3-4 роки і супроводжується поступовим зменшенням їх концентрацій. У середньому за кожний вегетаційний період втрачається 20 % забруднюючої речовини [3].

Значну роль у відновленні нафтозабруднених ґрунтів відіграють мікроорганізми різних систематичних груп. До них належать усі види міксоміцетів, дріжджів і бактерій. Відомо, що представники мікрофлори (водорості) і макрофауни ґрунтів (дошові черви) також беруть участь у деградації нафти у ґрунті [4].

Активну деструкцію нафтопродуктів у ґрунті без участі рослин при великих дозах нафти автор «Біологічної активності і мікробіологічної рекультивації ґрунтів, забруднених нафтопродуктами...» В.Г. Альохін, пояснює тим, що нафтоокислюючі мікроорганізми добре розвиваються, бо не мають конкурентів, оскільки інші представники мікрофлори гинуть від нафтового забруднення [1].

Комплекс ґрунтових мікроорганізмів після короткочасного інгібування відповідає на забруднення нафтопродуктами підвищенням валової чисельності та посиленням активності. Перш за все це відноситься до вуглеводньоокислюючих бактерій, кількість яких стрімко зростає відносно незабруднених ґрунтів. Розвиваються "спеціалізовані" групи, що беруть участь на різних етапах в утилізації вуглеводнів [1].

Основний "вибух" мікробіологічної активності припадає на другий етап природної деградації нафти. В процесі розкладання нафтопродуктів у ґрунтах загальна кількість мікроорганізмів наближається до фонових значень, але чисельність нафтоокислюючих бактерій ще довгий час перевищує ті ж групи в незабруднених ґрунтах [1]. Зміна екологічних умов призводить до придушення фотосинтезуючої активності рослинних організмів. Перш за все це позначається на розвитку ґрунтових водоростей: від їх часткового пригнічення і заміни одних груп іншими до випадання окремих груп або повної загибелі всієї альгофлори. Особливо значно інгібує розвиток водоростей сира нафта і мінеральні води. Змінюються фотосинтезуючі функції вищих рослин, зокрема злаків.

Отже, процеси природної регенерації біогеоценозів на забруднених нафтою територіях йдуть повільно, причому темпи становлення різних ярусів екосистем різні. Так, наприклад, сапрофітний комплекс тварин формується значно повільніше, ніж мікрофлора і рослинний покрив, а піонерами заростання порушених ґрунтів часто є водорості.

Постановка завдання. Отже, враховуючи актуальність даної проблеми перед нами були поставлені такі завдання:

Оцінити стан екологічної безпеки ґрунтового покриву району розташування нафтоперекачувальної станції «Широке» ПАТ «Укртранснафта».

Дослідити можливі шляхи зниження техногенного навантаження нафтових забруднень на екосистеми ґрунтів.

Викладення матеріалу та результати. Основним елементом магістрального нафтопроводу, що виконує функції передавання енергії потоку нафти для його переміщення до кінцевого пункту трубопроводу, є - нафтоперекачувальна станція (НПС). НПС без резервуарного парку «Широке» призначена для підвищення тиску в магістральному нафтопроводі при перекачуванні нафти і включає в себе одну технологічну лінію для приймання нафти з НПС «Пролетарська» та відкачування її на НПС «Андріївка». На НПС «Широке» приймається і перекачується нафта Західно-Сибірська змішана ГОСТ 9965-76. Це метано-нафтеніова нафта, що належить до класу сірчистих, за типом - середня, за групою - I або II (код нафти 2.211 або 2.2.1).

Існуюча система нафтопроводів України знаходиться в експлуатації в середньому від 20 до 42 років, залежно від терміну вводу в дію її складових. Для зовнішнього захисту сталевих труб нафтопроводів застосовувалися бітумно-полімерні ізоляційні матеріали, термін служби яких не перевищує 15 років. Таким чином, за час експлуатації значна частина магістральних нафтопроводів України і технологічного обладнання вичерпала свій ресурс, неодноразово підлягала поточному та капітальному ремонту і застаріла морально. Так, НПС «Широке», що підлягає ана-

лізу, введена в експлуатацію в 1977 р., тобто функціонує 34 роки.

У насосному обладнанні та трубопроводах нафта знаходиться під тиском, тому викиди нафти у разі пошкодження нафтопроводу на території НПС можуть бути у вигляді струменю. Оскільки НПС «Широке» розташована на відкритій, добре провітрюваній ділянці, на якій відсутні високі будівлі та впадини, розсіювання пари нафтопродуктів у випадку витoku нафти буде відбуватися досить інтенсивно.

Враховуючи те, що промислова ділянка розташування НПС закінчується балкою, у випадку виникнення аварійної ситуації і витoku нафти, нафтопродукти будуть стікати у напрямку природного схилу і попадати у балку. Захисні споруди, які обмежують розповсюдження витoku, як на самій станції так і в балці - відсутні. Тому, в разі витoku нафтопродуктів з нафтопроводу, ймовірно їх розтікання по території станції та за її межі по балці в бік нахилу останнього.

Найбільш інформативними даними щодо екологічної небезпеки нафтопродуктів для ґрунтової екосистеми є результати визначення токсичної дії ґрунту на організми, зокрема, фітотоксичності - здатності ґрунту чинити пригнічуючий вплив на рослини, що призводить до порушення фізіологічних процесів, погіршення якості рослинної продукції.

Дослідження Джура і Гашева підтверджують, що фітотоксичність ґрунту і ступінь інгібування росту і розвитку рослин прямо залежать від інтенсивності і довготривалості забруднення, що можна пояснити як токсичністю самої нафти, так і набутими гідрофобними властивостями ґрунту. Зокрема, при високому забрудненні (96 г/кг) ґрунт з рослинами очищується на 61,7 % порівняно з варіантом без рослин (69,7 %). Водночас при нижчому забрудненні (48 г/кг) рослини фізіологічно адаптуються, включають внутрішні механізми захисту, протистоять даному стресу і беруть активну участь у деградації нафтопродуктів у ґрунті [4].

Отже, ступінь розвитку природного рослинного покриву на тій чи іншій території, свідчить про ступінь забруднення ґрунтів, за умови виключення механічного знищення рослин.

В ході дослідження видового складу рослин, що знаходиться у безпосередній близькості до НПС «Широке», було встановлено, що в сучасних умовах техногенного впливу на рослинний покрив не спостерігається, оскільки дерновий шар території щільний, без прогалин, в зібраному природному матеріалі виявлено рослини, характерні для даної місцевості, порушення росту яких не спостерігалось. Тобто, стан екологічної безпеки ґрунтового покриву відповідає нормативному в даних умовах.

Найбільш чисельними в зібраному матеріалі виявлені види, характеристика яких наведена нижче [5]:

Смілка звичайна - рід Смілка, родина Гвоздичні. Трав'яниста багаторічна рослина, заввишки 35-80 см, квітки різнорідні. Листки квітки білі, рідше рожеві, з пластинками, розділені практично до основи. Чашечка біля плоду майже кулеподібна. Листя ланцетні, до основи звужені, 10-25 мм завширшки. Цвіте в травні-червні. Розповсюджена майже по всій Україні.

Віниччя справжнє - рід Віниччя, родина Лободові. Однорічна рослина заввишки 30-50 см. Листя лінійно-ланцетовидні, плоскі, біля основи звужені в черешок. Стебло пірамідально-розгалужене, опушене в верхній частині кучерявими тонкими волосинками. Квітки по 1-5 в клубочках, зібрані в розставлено-колосовидні суцвіття. Оцвітина гола. Цвіте в липні-вересні. Декоративна, лікарська рослина. Розповсюджене в садах на городах, біля будинків на території всієї України. Часто дичавіє.

Злинка канадська - рід Злинка, родина Складноцвіті. Дворічна рослина 10-100 см заввишки. Квіти зібрані в суцвіття - багаточисельні, дрібні (3-5 до 8 мм в діаметрі) кошики. Кошики, в свою чергу, зібрані в довгі китиці. Квітки язичкові, бруднувато-білі. Стебло по всій довжині рясно облиствене. Цвіте в липні-вересні. Розповсюджена на відкритих піщаних місцях по всій Україні.

Пирій видовжений - рід Пирій, родина Злакові. Багаторічна рослина заввишки 75-150 см, утворює крупні щільні дернування. Стебло товсте, грубе. Квіти зібрані в суцвіття складний колос. Колосся великі, 10-30 см в довжину. Колоски 5-10 квіткові, 10-23 мм довжиною, до цвітіння стиснуті, після цвітіння в'ялоподібні, розчепирені, відхилені від вісі колоса. Колоскові лусочки тупі або тупо обрублені, 7-11 мм довжиною. Цвіте в червні-липні. Розповсюджений на солончаках, піщаних ґрунтах в степній зоні України.

Колосняк пісковий - рід Колосняк, родина Злакові. Рослина багаторічна, 60-120 см заввишки. Квітки зібрані в суцвіття складний колос. Колоски сидять на виступах стрижня. Нижні

квіткові лусочки по всій поверхні рясно волосисті, 14-21 мм довжиною без ості. Колоскові лусочки ланцетно-шиловидні, довго загострені. Колосся 15-25 см довжиною, до 3 см в завширшки. Листя 5-10 мм в завширшки, знизу гладкі, зверху - шорсткуваті. Цвіте в червні-липні. Зустрічається на піщаних ґрунтах.

Кострець безостий - рід Кострець, родина Злакові. Багаторічна рослина, заввишки 80-150 см. Квіти зібрані в суцвіття. Нижні квіткові лусочки безості, рідше загострені або з остю до 4 мм в довжину. Рослина з довгим кореневищем. Цвіте в червні-липні. Зустрічається в степу, на схилах, на піщаних ґрунтах, серед бур'янів.

Костриця борозниста - рід Костриця, родина Злакові. Рослина багаторічна, 35-50 см заввишки, іноді до 70 см. Листя 20-40 см довжиною, з двома боронами з кожного боку. Квіти зібрані в суцвіття. Вісь та гілочки суцвіть дрібні, щетинисто-волохаті. Цвіте в травні-червні. Розповсюджена в степу, як на родючих ґрунтах так і на кам'янистих схилах скель.

Типчак, або Вівсяниця борозниста - рід Вівсяниця, родина Злакові. [Багаторічна трав'яниста щільнодерниста рослина](#) [рослина](#), до 20-25 см заввишки. Плідних пагонів небагато. Нижня квіткова луска з остюком 4-7 мм завдовжки. Плід - [зернівка](#). Цвіте в травні - червні. Ростає на ущільнених [ґрунтах](#) на [степах](#), сухих [луках](#), сухих сонячних [схилах](#), кам'янистих місцях по всій Україні.

Люцерна жовта, або серпоподібна - рід Люцерна, родина Бобові. Трав'яниста рослина, стебло добре розвинене, заввишки 60-100 см. Утворює багатостеббий розлогий кущ з лежачими або стоячими стеблами. Листки трійчасті, листочки овально-ланцетної форми, квітки жовті, зібрані в китицю. Плід - багатонасінний біб, серпоподібний. Насіння неправильно ниркоподібне, світло-коричневе.

[Шавлія поникла](#) - рід Шавлія, родини Губоцвіті. Багаторічна трав'яниста рослина висотою 50-70 см. Листя подовгасте, черешкове, опущене, сіро-зеленого кольору. Квіти дрібні, білі, рожеві чи синьо-фіолетові, зібрані в суцвіття. Плоди - горішки темно - бурого кольору. Цвіте в червні - липні.

Подорожник великий - рід Подорожник, родини Подорожникові. Багаторічна трав'яниста рослина. [Стебло](#) 10-60 см заввишки, з коротким [кореневищем](#) і розеткою прикореневих листків, безлисте, тонкоборознисте, голе або трохи опушене. Листки яйцеподібні або еліптичні з трьома-сімома жилками, цільнокраї, голі, з клиноподібною основою і розширеним жолобчастим черешком, що за довжиною дорівнює пластинці. [Суцвіття](#) (5-15 см завдовжки) довгоциліндричне, колосоподібне, при основі рідкувате. [Плід](#) - багатонасінна темно-коричнева яйцеподібна коробочка (0,7-1,2 мм завдовжки). Подорожник великий росте на галявинах, луках, уздовж просік, на лісокультурних площах і як бур'ян на розсадниках. Тіньовитривала рослина. Цвіте в травні - липні. Поширений по всій Україні.

Робінія біла (звичайна) - рід Робінія, родина Бобові. Дерево 15-25 м. Пагони голі, опушені лише в молодому віці. Квіти зібрані в суцвіття - китиця. Ось суцвіття без лусочок. Квітки суцвіття білі, з приємним запахом. Листя складні. Цвіте в травні-червні. Розповсюджена по всій Україні.

Оптимальний шлях збереження екосистеми ґрунту від техногенного навантаження нафтових забруднень – переізоляція нафтопроводу. На відміну від бітумно-полімерних мастик, представником сучасних захисних матеріалів є - ізоляційний матеріал «Асмол» та асмольно-полімерна стрічка «Ліам», розроблені у НДІ «Поіск» (м. Уфа, Росія) на основі нафтових залишків. Головними перевагами цього матеріалу вважають малу токсичність, високу адгезію до металів і стабільність біологічних, хімічних та фізико-механічних властивостей, можливість нанесення навіть на погано підготовлену трубу зі слідами корозії при температурі до -20 °С без підігріву. До унікальних властивостей покриттів на основі «Асмолу» відносять і те, що при розчиненні продуктів корозії в поверхневому шарі асмольної стрічки створюється захисний бар'єр, підсилюючий антикорозійні властивості нового ізоляційного матеріалу. Мاستика «Асмол» у складі ізоляційної стрічки «Ліам» поєднує в собі високу пластичність, міцність і теплопровідність, що дозволяє формувати ізоляційне покриття на трубі з високою швидкістю і регульованою товщиною до 10 мм без застосування армуючих матеріалів. Заміна липкої стрічки на ізоляційне покриття «Асмол» і його різновид - асмольну стрічку «Ліам» - дозволить підтримувати безаварійну експлуатацію трубопроводу протягом 35 років. В Україні гідроізоляційна стрічка «Ліам» і мастика «Асмол» пройшли сертифікацію в «Державній системі сертифікації УкрСЕПРО» і відповідають вимогам ДСТУ 4219:2003 «Трубопроводи сталеві магістральні. Загальні

вимоги до захисту від корозії»

Висновки та напрямок подальших досліджень. Отже, внаслідок аналізу видового складу рослин балки, яка знаходиться у безпосередній близькості до нафтоперекачувальної станції «Широке» ПАТ «Укртранснафта», встановлено, що в сучасних умовах стан екологічної безпеки ґрунтового покриву відповідає нормативному. Щоб надалі забезпечити надійну експлуатацію трубопроводів, необхідно, забезпечити систему заходів переізоляції надійним захисним матеріалом - асмольною стрічкою «Ліам».

Список літератури

1. **Алехин В.Г.** Биологическая активность и микробиологическая рекультивация почв, загрязненных нефтепродуктами / **В. Г. Алехин, В. Т. Емцев, Е. А. Рогозина, А.И. Фахрутдинов** - Биологические ресурсы и природопользование. – Нижневартовск: Изд-во Нижневарт. пед. ин-та, 1998. – Вып. 2. – С. 95-105.
2. **Гашева М. Н.** Состояние растительности как критерий нарушенности лесных биоценозов при нефтяном загрязнении / **М. Н. Гашева, С. Н. Гашев, А. В. Соромотин** // Экология. –1990. – № 2. – С. 77-78.
3. **Кодина Л.А.** Геохимическая диагностика нефтяного загрязнения почвы Восстановление нефтезагрязненных почвенных экосистем / **Л.А. Кодина** - М.: Наука, 1988. - С. 112 - 122.
4. Проблемы загрязнения почв нефтью и нефтепродуктами: геохимия, экология, рекультивация. / **Н. П. Солнцева, Ю. И. Пиковский** и др. - Докл. симп. VII Делегатского съезда Всесоюзн. об-ва почвоведов. - Ташкент, 1985. - С. 246 - 254.
5. Определитель высших растений Украины. - К.: Наукова думка, 1987. - 547с.

Рукопис подано до редакції 16.03.12

УДК 622.867:622.016.47

П.Г. КОМАЩЕНКО, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»
В.М. РЯСНИЙ, канд. техн. наук, ДП «НДІБПГ»

НАДІЙНІСТЬ ЗАПОБІЖНИХ ПРИСТОСУВАНЬ МАЛОГАБАРИТНОГО АВАРІЙНО-РЯТУВАЛЬНОГО МОНОРЕЙКОВОГО ПІДЙОМНИКА ЯК ОДИН З ЧИННИКІВ ПІДВИЩЕННЯ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ ГІРНИКІВ ПІД ЧАС ПРОВЕДЕННЯ ПІДНЯТТЄВИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

Наведено структурну схему аварійно-рятувального підйомника ППР-350 та конструкцію його кліті. Детально розглянуто конструкцію автоматичного вловлювача кліті та гальмівної системи. Особливу увагу приділено теоретичним розрахункам кінематичним, енергетичним, силовим та міцнісним параметрам і характеристикам запобіжних пристосувань підйомника.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Багаторічна практика засвідчує, що існуючі до цього часу способи та технічні засоби, що застосовуються під час ведення аварійно-рятувальних робіт у піднятєвих гірничих виробках малоприматні, а в деяких випадках практично не можуть бути використані [1]. Тому що ці роботи вимагають значного часу, залучення великої кількості живої сили (аварійно-рятувальників) та матеріальних ресурсів (лісоматеріалу, різних металевих конструкцій), що негативно позначається на оперативності та надійності воєнізованих аварійно-рятувальних служб, а також на безпеці праці гірників.

Аналіз досліджень і публікацій. У 90-х роках минулого століття, на основі проведених досліджень та експериментів НДІБПГ був розроблений перший варіант малогабаритного монорейкового аварійно-рятувального підйомника ППР-200 [2,3], який пройшов ретельні лабораторно-стендові дослідження, попередні та приймальні (промислові) випробування. Застосування підйомника дозволило ліквідувати багато із зазначених проблем, що виникають під час виконання аварійно-рятувальних робіт у піднятєвих гірничих виробках. Але у зв'язку з необхідністю поліпшення його технічних параметрів, у першу чергу, пов'язаних з вантажопідйомністю, швидкістю переміщення по монорейці, висотою підйому, а також підвищення надійності функціонування в цілому, виникла необхідність модернізації конструкції ППР-200, тобто розроблення більш удосконаленого варіанта. На цьому етапі розроблення нової конструкції аварійно-рятувального підйомника здійснювалось за участю фахівців головною інституту в галузі машинобудування, розробники відомих монорейкових прохідницьких комплексів типу КПВ інституту НДПШірмаш (м. Єкатеринбург, РФ) [4].

До складу підйомника, що отримав шифр ППР-350, входять: кліть, барабан шланговий, котушка кабельна (рис. 1).

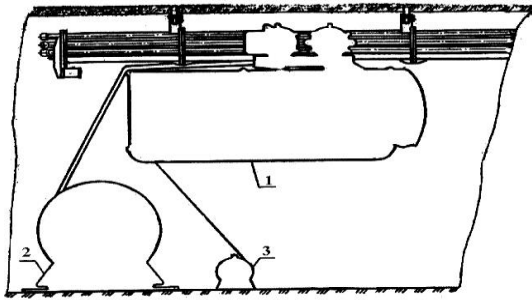


Рис. 1. Структурна схема аварійно-рятувального підйомника ПГР-350: 1 - кліть; 2 - барабан шланговий; 3 - котушка кабельна

Кліть (рис. 2) складається з рами, ходової частини, автоматичного вловлювача, кабіни та пульта керування. Ходова частина складається з пневмодвигуна та планетарно-циліндричного редуктора, гальма і механізму розгальмовування.

Передача повітря до пневмодвигуна і механізму розгальмовування ходової частини кліті регулюється з пульта керування.

люється з пульта керування.

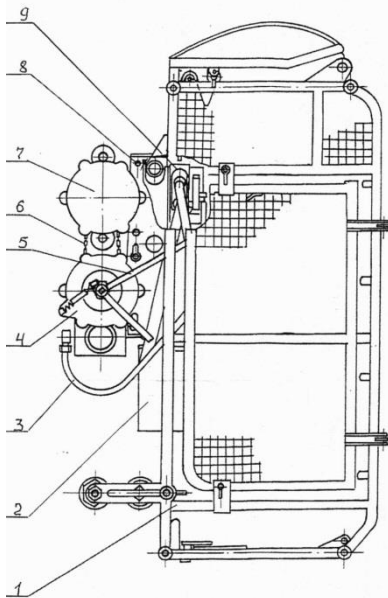


Рис. 2. Конструкція кліті малогабаритного монорейкового аварійно-рятувального підйомника ПГР-350: 1 - кабіна; 2 - ящик інструментальний; 3 - рукав; 4 - ходова частина; 5 - планетарно-циліндричний редуктор; 6 - ланцюг; 7 - автоматичний вловлювач; 8 - рама; 9 - пульт керування

Повітря до пневмодвигуна надходить від шлангового барабана через вентиль, фільтр вологовідокремлювач, маслорозпилювач і пневморозподільювач, розташований на пульті керування.

Переміщенням кліті керує гірничорятувальник із кабіни за допомогою пневморозподільювача.

Під час розроблення конструкції підйомника, який за своїми тактико-технічними параметрами не має аналогів у світовій практиці, особливу увагу приділяли саме запобіжним пристосуванням, що забезпечують безпечну його експлуатацію. У першу чергу це стосується конструкції автоматичного вловлювача кліті та гальмівної системи.

Уловлювач являє собою дискове гальмо. У разі, якщо швидкість кліті перевищує установлену, вантаж, закріплений на спеціальній опорі в корпусі вловлювача за допомогою стержнів, пружини та гайок, під дією відцентрової сили,

стискуючи пружини, повертається відносно опори, захоплює своїм кінцем один з внутрішніх виступів зубчастого колеса та повертає його. Обертання від зубчастого колеса, в свою чергу, передається валу-шестерням, які, вкручуючись у зафіксовані вилками гайки, стискають останніми через натискний диск тарілчасту пружину. Під дією цієї пружини відбувається стиснення гальмівних дисків (плавне нарощування гальмівного моменту за рахунок збільшення сил щеплення дисків) та загальмовування кліті.

Складовими частинами гальмівної системи є: тарілчаста пружина, натискний диск та гальмівні диски. У вихідному положенні тарілчаста пружина через натискний диск стискає гальмівні диски, за рахунок сил щеплення яких на вихідному валу ходової частини створюється гальмівний момент, необхідний для розгальмовування кліті на монорейці під час зупинки.

Викладення матеріалу та результати. 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 саме запобіжних пристосувань передували ретельні теоретичні розрахунки їх кінематичних, енергетичних, силових та міцностних параметрів і характеристик.

Так, енергію кліті, яку потрібно погасити гальмівним пристроєм E , розраховували за формулою

$$E = P_{ст} \cdot S_r \frac{m_k V_n^2}{2}, \quad (1)$$

де $P_{ст}$ - сила тяжіння кліті, Н; S_r - гальмівний шлях, м; m_k - маса кліті, кг ($m_k=910$); V_n - швидкість переміщення кліті в момент спрацьовування автоматичного вловлювача, м/с.

Енергію, що накопичувалася гальмівним пристроєм E (при лінійній характеристиці), визначали за формулою

$$E_r = \frac{1}{2} M_r \cdot \varphi, \quad (2)$$

де M_{Γ} , - гальмівний момент. Н·м; φ - кут повороту гальма, радіан.

Прирівнюючи рівняння (1) та (2), визначили гальмівний момент, який необхідно створити на гальмівному пристрої для того, щоб погасити енергію кліті. Тобто

$$P_{\text{ст}} \cdot S_{\Gamma} + \frac{m_{\text{к}} V_{\text{п}}^2}{2} = \frac{1}{2} M_{\Gamma} \cdot \varphi, \quad (3)$$

Звідки

$$M_{\Gamma} = \frac{2(P_{\text{ст}} \cdot S_{\Gamma} + \frac{m_{\text{к}} V_{\text{п}}^2}{2})}{\varphi} \quad (4)$$

$$\varphi = \frac{2S_{\Gamma}}{d_3} = \frac{2 \cdot 0,08}{0,12} = 1,33 \text{ радіан}, \quad (5)$$

де d_3 - діаметр початкового кола цівкової зірочки вловлювача, мм (d_3 -120 мм)

$$M_{\Gamma} = \frac{2(8930 \cdot 0,08 + \frac{910 \cdot 0,65^2}{2})}{1,33} = 1360 \text{ Н} \cdot \text{м} (\approx 140 \text{ кгс} \cdot \text{м})$$

Осьове зусилля на гальмо Q' визначали за формулою

$$Q' = \frac{M_{\Gamma}}{Z \cdot f_{\text{тер}} \cdot R_{\text{сп}}}, \quad (6)$$

де Z - кількість пар тертя гальмівних дисків; $f_{\text{тер}}$ - коефіцієнт тертя фрікційної пари сталь - металокераміка та змащування; $R_{\text{сп}}$ - середній радіус поверхонь тертя, м

$$Q' = \frac{1360}{8 \cdot 0,25 \cdot 0,0955} = 7120 \text{ Н} (\approx 730 \text{ кгс}.)$$

Статичний момент на валу гальма (M'_{Γ}), необхідний для надійного утримання кліті на вертикальній монорейці, розраховували за формулою

$$M'_{\Gamma} = \frac{P_{\text{ст}} \cdot d_3}{2} \cdot n_{\text{ц}} = \frac{8930 \cdot 0,12}{2} \cdot 0,94 = 504 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (7)$$

Розрахунки показали, що запас по гальмівному моменту складає

$$K = \frac{M_{\Gamma}}{M'_{\Gamma}} = \frac{1360}{504} = 2,7. \quad (8)$$

У результаті дії автоматичного вловлювача відбувається поглинання кінетичної енергії, придбаной кліттю під час її переміщення по монорейці. Цю кінематичну енергію визначали за формулою

$$E_{\text{к}} = \frac{m_{\text{к}} V_{\text{п}}^2}{2} \quad (9)$$

Динамічне навантаження (під час спрацьовування вловлювача (без урахування коливань) розраховували $F_{\text{дин}}$ формулою

$$F_{\text{дин}} = \frac{E_{\text{к}}}{S_{\Gamma}} = \frac{m_{\text{к}} V_{\text{п}}^2}{2 S_{\Gamma}}. \quad (10)$$

Динамічний коефіцієнт $K_{\text{дин}}$ розраховували за формулою

$$K_{\text{дин}} = \frac{P_{\text{ст}} + F_{\text{дин}}}{P_{\text{ст}}} = \frac{m_{\text{к}} V_{\text{п}}^2}{2 S_{\Gamma} P_{\text{ст}}}. \quad (11)$$

З останнього рівняння витікає, що динамічний коефіцієнт при заданій швидкості переміщення кліті по вертикальній монорейці в момент спрацьовування автоматичного вловлювача залежить від маси кліті та шляху гальмування.

Шлях гальмування S_{Γ} в залежності від маси кліті визначали за формулою (1). Враховуючи, що $\varphi = 2S_{\Gamma}/d_3$ при постійному значенні M

$$S_{\Gamma} = \frac{m_{\text{к}} V_{\text{п}}^2}{\left(\frac{M_{\Gamma}}{d_3} - P_{\text{ст}}\right) \cdot 2} \quad (12)$$

Залежність динамічного коефіцієнта від маси кліті представлено на рис. 3.

Розрахунок відцентрового механізму автоматичного вловлювача кліті полягав у визначенні сили, що діє на пружину механізму, та виборі самої пружини.

Відцентрову силу вантажу $P_{\text{ц}}$ в момент спрацьовування механізму визначали за формулою

$$P_{\text{ц}} = m_{\text{вант}} \rho (2\pi \bar{\omega})^2, \quad (13)$$

де $m_{\text{вант}}$ - маса одного вантажу, кг; ρ - радіус інерції одного вантажу, м.

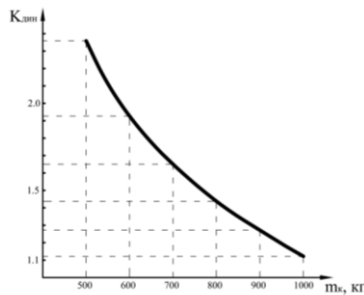


Рис. 3. Залежність динамічного коефіцієнта від маси кліті

Для визначення радіуса інерції попередньо встановлювали координати центра мас вантажу (рис. 4).

Значення площ та координат центрів мас елементів одною вантажу зведено в табл. 1 за формулами

$$x_c = \frac{\sum F_i x_i}{\sum F_i}, \quad \text{та} \quad y_c = \frac{\sum F_i y_i}{\sum F_i}, \quad (14)$$

F_i - площа i -го елемента вантажу, мм^2 ; x_i, y_i - координати центра маси i -го елемента вантажу, мм .

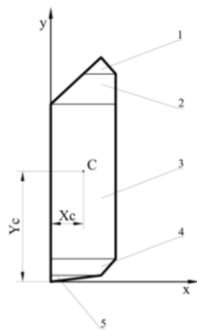


Рис. 4. Координати центра мас вантажу

При встановлених координатах центра мас вантажу радіус інерції складав $\rho = 0,068$ м. Тоді

$$P_{ц} = 1 \cdot 0,068(2 \cdot 3,14 \cdot 1,72)^2 = 7,9 \text{ Н.}$$

Силу стиснення пружини P_n визначали за формулою

$$P_n = P_{ц} \frac{L_{ц}}{L_n}, \quad (15)$$

де $L_{ц}$ - плече дії відцентрової сили, м; L_n - плече дії сили пружини, м.

$$P_n = 7,9 \frac{0,04}{0,008} = 39 \text{ Н} (\approx 4 \text{ кгс}).$$

Висновки та напрямок подальших досліджень. Результати розрахунків автоматичного вло-вловача показують, що відцентровий механізм обмежувача швидкості не дозволяє перевищення швидкості переміщення кліті по вертикальній монорейці вище встановленої, а фрикційний галь-мівний пристрій забезпечує надійне її гальмування.

Дані розрахунки були підтверджені результатами лабораторних досліджень, що проводилися на спеціальних стендах. Так, для встановлення шляху переміщення кліті до зупинки під час спрацьовування автоматичного вловлювача кліть з вантажем 385 кг піднімали на вертикальну ділянку монорейки стенда-копра. Далі відмічали положення кліті на монорейці, відключали повітря, від'єднували від пневмодвигуна та заглушували повітропостачальні рукави. Рукоятку пневморозподільвача встановлювали і надійно фіксували в положенні „Спуск”. Находячись на безпечній відстані від кліті, включали повітря. Після спрацьовування вловлювача за допомогою металевої рулетки вимірювали гальмівний шлях. Випробування проводили не менш як 3 рази. При кожному з трьох вимірювань шлях переміщення кліті по монорейці до її зупинки під час спрацьовування уловлювача не перевищував 300 мм.

Перевірку роботи нормально-замкненого дискового гальма здійснювали за такою методикою. Кліть з вантажем 440 кг піднімали на вертикальну ділянку монорейки стенда-копра. Відмічали положення кліті на монорейці. У такому стані кліть витримували на протязі 10 хв. За час досліджень кліть жодного разу не опускалася по монорейці від вихідного положення.

Розрахункові та лабораторно-стендові дослідження дозволили зробити висновок щодо ефективності та надійності конструктивних рішень автоматичного вловлювача та гальмівної системи аварійно-рятувального підйомника та доцільності його широкомасштабної перевірки в промислових умовах.

Список літератури

1. Умнов А.Е., Рясной В.М., Комащенко П.Г. Способы и технические средства, применяемые при ведении

аварійно-спасательних работ в восстающих горных выработках. //Бюллетени научно-технической информации «Черная металлургия». -М.-Черметинформация. - 1990. -№11 С 41-51.

2. **Оконевский А.Ф., Рясной В.М., Комащенко П.Г.** Повышение эффективности горноспасательных работ при механизированной проходке восстающих горных выработок. //Горный журнал, - 1985. С. 53-54.

3. **Рясной В.М., Комащенко П.Г., Мельников Г.П.** Подъемник для спасательных работ в восстающих выработках. И Безопасность труда. - 1986.

4. **Умнов А.В., Рясной В.М., Моргунов Е.Г.** Горноспасательный подъемник для восстающих горных выработок. // Горный журнал. - 1991. - №2. С.51-52.

Рукопис подано до редакції 01.04.12

УДК 629.1.05

А.В. ВЕСНІН, канд. техн. наук, доц., О.Д. ПОЧУЖЕВСЬКИЙ, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ ПОКАЗНИКІВ СКЛАДНОСТІ МАРШРУТУ РУХУ, ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ТА УЗГОДЖЕНОСТІ ПАРАМЕТРІВ СИСТЕМИ «ДВИГУН-ТРАНСМІСІЯ» КАР'ЄРНИХ САМОСКІДІВ

Сформовано та обґрунтовано методики визначення показників складності маршруту руху, ефективності роботи та узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних самоскидів

На сьогодні на відкритих розробках світу більше половини видобутої гірничої маси транспортують кар'єрні самоскиди. В Україні майже весь парк даної техніки представлений машинами виробництва РУПП БелАЗ, з яких близько 97 % машин мають вантажопідйомність 30-55 т і оснащуються гідромеханічною трансмісією. Основною проблемою експлуатації даної техніки є велика доля витрат на транспортування, яка сягає 50-60 % від загальної собівартості видобутку корисних копалин, при цьому питома вага палива, у даних витратах, складає близько 30 % [1].

Головною специфікою експлуатації кар'єрних самоскидів є те, що з початку вводу в експлуатацію і до списання, ці машини працюють на одному підприємстві з однаковою універсальною комплектацією (моделлю двигуна та передаточними числам трансмісії), яка забезпечує можливість використання даних машин у будь-яких гірничотехнічних умовах (характеристиках доріг). Однак дані умови між підприємствами, і навіть у межах одного підприємства, можуть досить сильно відрізнятися. Це, у свою чергу, приводить до того що, під час експлуатації двигун працює не в раціональних режимах - унаслідок чого збільшуються експлуатаційні витрати палива, знижуються тягово-швидкісні властивості, продуктивність та загальна ефективність роботи даних машин.

У зв'язку з тим, що покращення основних факторів умов експлуатації в більшості випадків вкрай складно або взагалі неможливо, а конструктивне вдосконалення кар'єрних самоскидів обмежене існуючими матеріалами та технологіями виробництва, підвищення ефективності експлуатації даних машин вважається можливим за рахунок підвищення ККД тих систем, в яких втрати енергії є найбільшими. Для машинобудування і зокрема кар'єрних самоскидів, такою є система «двигун-трансмсія».

Однак для вирішення даного питання необхідно мати відповідний математичний апарат, за допомогою якого можна аналізувати та характеризувати умови експлуатації, ефективність роботи та раціональне поєднання характеристик двигуна та передаточних чисел трансмісії.

Питанням підвищення загальної ефективності експлуатації кар'єрних самоскидів присвячені праці таких вчених як Ю.І. Аністратов, М.В. Васильєв, І.В. Зирянов, О.О. Кулешов, Ю.І. Лель, П.Л. Марієв та інші. Однак у напрямку використання раціональних параметрів системи «двигун-трансмсія» відносно конкретних умов експлуатації, дане питання не розглядалося.

Крім цього існуючі показники оцінки гірничотехнічних умов (характеристики доріг) - поздовжній, керуючий та середньозважений ухил не дозволяють адекватно їх охарактеризувати.

Ефективність роботи машин взагалі для кожного підприємства є індивідуальним балансом між витратами палива та продуктивністю роботи, яку на сьогоднішній день неможливо визначити одним показником, адже його поки що з поміж існуючих не визначено. Узгодженість роботи двигуна та трансмісії оцінюється універсальним показником у вигляді динамічного фактору машини однак він є змінним з обертами і не дозволяє характеризувати загальну узгодже-

ність даної системи одним числом.

Отже завдання даної роботи полягає у визначенні та обґрунтуванні показників складності маршруту руху, ефективності роботи та узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних самоскидів.

Враховуючи те що маршрут руху характеризує коефіцієнт сумарного опору дороги (ψ) (складається із суми повздовжнього ухилу та опору кочення), загальний показник складності маршрут руху повинен враховувати інтенсивність та величину зміни ψ протягом маршруту руху (L), при цьому враховуючи долю кожної ділянки маршруту із власним значенням ψ_i від загальної довжини маршруту.

Показник складності маршруту руху пропонується визначати на основі теореми подібності та розмірності, а саме за допомогою графіку закономірності зміни $\psi(L)$ - через відношення умовної площі фігури, утвореної між поверхнею кривої $\psi(L)$ та віссю що характеризує довжину маршруту руху віднесеної до реальної загальної відстані даного маршруту руху, вираженого у метрах. Основною відмінністю від попередніх досліджень [2] є те, що по вісі абсцис, маршрут виражений у відносному вигляді - загальна довжина приведена до одиниці.

Залежність зміни коефіцієнта сумарного опору дороги (частини) представлена на рис. 1.

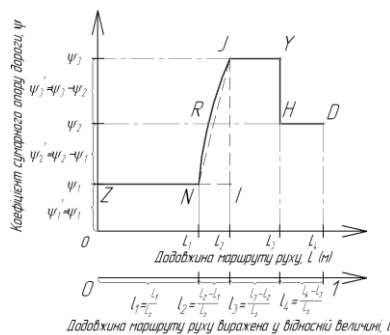


Рис. 1. Залежність розподілу коефіцієнта сумарного опору дороги на умовному маршруті руху

По осі абсцис зображено дві осі (величини): перша це загальна довжина маршруту руху ($0L_4$ виражена у метрах), а друга - загальна довжина L_3 виражена у відносній величині приймає значенні рівне одиниці. Довжина кожної з 4-х ділянок траси l_1, l_2, l_3, l_4 визначається через її вагомість у загальній довжині маршруту руху.

По осі ординат зображено закономірності зміни коефіцієнта сумарного опору дороги як в граничних точках ділянок маршруту руху (ψ_1, ψ_2, ψ_3) так і у межах кожної ділянки маршрут

руху ($\psi'_1, \psi'_2, \psi'_3$).

Згідно запропонованого способу складність маршруту руху визначається як відношення умовної площі утвореної між кривою ZD та віссю абсцис до загальної довжини маршруту. Для визначення умовної площі фігури, необхідно знайти довжину поліному ZD ($D_{\psi(L)}$), яка буде складатися із сумарної довжини кожної ділянки маршруту:

$$ZD = (D_{\psi(L)}) = ZN + NJ + JY + YH + HD. \quad (1)$$

Однак з рис. 1 видно, що крива ZD може мати ділянки у вигляді як прямої (ZN, JY, YH, HD) так і у вигляді опуклої NJ чи впуклої форми. Отже, у першому вигляді загальна довжина прямих ділянок буде визначатися із виразів

при зміні по довжині маршруту (осі абсцис), тобто

$$D_{xp,\psi(L)} = \sum_{y=1}^h l_y; \quad (2)$$

при зміні по коефіцієнта сумарного опору дороги (осі ординат)

$$D_{xp,\psi(L)} = \sum_{u=1}^r (|\psi_z - \psi_{z-1}|) l_u = \sum_{u=1}^r (\psi'_z) l_u, \quad (3)$$

де l_y - довжина кривої, яка змінює своє значення по осі абсцис на y -ї ділянці маршруту руху; h - загальна кількість ділянок маршруту руху у межах якої крива $\psi(L)$ змінює своє значення по осі абсцис; ψ'_z - довжина кривої яка змінює своє значення по осі ординат на u -х ділянках маршруту руху між значенням коефіцієнта сумарного опору дороги в точці z та $z-1$ і фактичне значення зміни ψ виражається у вигляді ψ'_z ; r - загальна кількість ділянок маршруту руху у межах якої крива $\psi(L)$ змінює своє значення по осі ординат.

Однак у другому випадку, коли існує ділянка маршруту, яка описується певною опуклою чи увігнутою кривою NJ її довжину пропонується визначати по методу А.І. Старикова [3] - шляхом апроксимації окремих ділянок траси прямокутними трикутниками, довжина гіпотенузи якого і буде відображати довжину поліному. Отже, довжина гіпотенузи NJ ΔNJI (див. рис. 1), яка апроксимує дугу NRJ , буде визначатися з виразу

$$D_{xp,NRJ} = NJ = \sqrt{NI^2 + JI^2} = \sqrt{\left(\frac{(L_2 - L_1)}{L_3}\right)^2 + (\psi_3 - \psi_1)^2} = \sqrt{l_2^2 + (\psi'_2 + \psi'_3)^2}. \quad (4)$$

При цьому загальна довжина ділянки $\psi(L)$ яка описується опуклою чи увігнутою кривою буде визначатися із суми відповідних гіпотенуз.

Інтенсивність зміни поліному буде залежать від величини ψ зміни протягом маршруту L , це значення пропонується визначати як середньозважене значення сумарного опору дороги на маршруті $\psi_{cp.зв}$

$$\psi_{cp.зв} = \psi_{a''} \cdot (L_{a''}/L_3) + \psi_{a''+1} \cdot (L_{a''+1}/L_3) + \dots + \psi_{p''+1} \cdot (L_{p''+1}/L_3) \quad (5)$$

де a'' - певна ділянка маршруту руху впродовж якої змінюється або довжина, або коефіцієнт сумарного опору дороги; p'' - загальна кількість ділянок маршруту руху впродовж яких змінюється або довжина або коефіцієнт сумарного опору дороги; L_3 - загальна довжина маршруту руху, м.

Перевагою запропонованого методу є те, що він враховує долю руху на кожній ділянці маршруту і забезпечує достовірне визначення умовної площі фігури (див. рис. 1). Загальна формула визначення складності маршрут руху буде мати вигляд

$$K = (D_{кр.\psi(L)} \cdot \psi_{cp.зв.}) / L_3, 1/м \quad (6)$$

Отже, було сформовано методику визначення показника складності маршрут руху кар'єрного самоскида.

Для підтвердження адекватності формування даної методики, були проведені аналітичні дослідження. Вони полягали у тому, що на двох трасах (довжиною 2200 та 1200 м) відбувалося у першому випадку поступове зменшення довжини кожної ділянки траси до 8 % з кроком 2 %, а у другому навпаки - при сталій довжині маршруту руху, відбувалося зменшення сумарного коефіцієнту опору дороги до 8 % з кроком 2 %. При цьому було встановлено, що зміна довжини кожної ділянки траси при сталих значення їх ψ і навпаки, підпорядковується лінійній закономірності. Однак найбільший вплив на показник K має саме розподіл ψ , а зміна довжині при сталому розподілі ψ є досить мізерною. Таким чином на цьому підґрунті можна стверджувати, що дана методика може використовуватися для подальших досліджень.

Більш детальні дослідження встановили, що значення показника K для кар'єрних доріг коливається в межах від $1 \cdot 10^{-5}$ (відносно легкі умови) до $1 \cdot 10^{-4}$ (складні умови руху).

При формуванні показника ефективності роботи кар'єрних самоскидів була використана безрозмірна формула ефективності роботи колісних транспортних засобів розроблена проф. Карабцовим В.С. та гол. констр. НТЦ ВАТ «КамАЗ» Валєєвим Д.Х. [4]

$$E = (m_6 \cdot V_{cm}) / Q_{ui}, \quad (7)$$

де m_6 - маса вантажу, т; V_{cm} - середньотехнічна швидкість, км/год; Q_{ui} - шляхові витрати палива, л/100 км.

Однак у зв'язку з тим, що самоскиди працюють за маятниковим маршрутом руху, ефективність їх роботи необхідно оцінювати як під час руху з вантажем так і у порожньому стані, а паливну економічність доцільно оцінювати не в шляхових витратах (л/100 км), а у витратах палива на маршруті (л).

Пропонується ефективність роботи кар'єрних самоскидів визначати як у завантаженому, так і порожньому стані

$$E_{зав} = (m_n \cdot V_{cm}) / Q_{m.n} \quad (8)$$

$$E_{пор} = (m_{cn} \cdot V_{cm}) / Q_{m.cn} \quad (9)$$

де m_n - повна маса кар'єрного самоскида, складається з маси вантажу m_6 та спорядженої маси машини m_{cn} , т; $Q_{m.n}$, $Q_{m.cn}$ - обсяг витраченого палива на маршруті відповідно під час руху машини з повною та спорядженою масою, л.

Головною відмінністю від попередніх досліджень [5] є те, що для комплексної оцінки загального рівня ефективності даних машин пропонується використовуються один з алгоритмів Г.І. Солода [6], а саме методику «Гипроуглемаша» для зведення воєдино рівня якості за одиничними показниками

$$E_{заг} = \sum_{w=1}^h Y_w \cdot U_w \quad (10)$$

де U_w - коефіцієнт вагомості кожного показника w -ї групи; Y_w - рівень якості показника кожної w -ї групи; h' - кількість варіантів руху по маршруту (при маятникову маршруті $h'=2$ - в завантаженому $E_{зав}$ та порожньому стані $E_{пор}$).

Оскільки основним показником під час оцінки ефективності є витрати палива, саме по

ньому буде визначена вагомість показників ефективності машини. Враховуючи те, що загальна витрата пального кар'єрних самоскидів складається з 80 % палива які витрачаються під час руху з вантажем та 20 % у порожньому стані [7], саме данні значення будуть використані для оцінки вагомості відповідних одиничних показників ефективності роботи

$$E_{заг} = 0,8 \cdot E_{зав} + 0,2 \cdot E_{пор} = 0,8 \cdot (m_n \cdot V_{cm}) / Q_{м.л} (m_{cn} \cdot V_{cm}) / Q_{м.с} \quad (11)$$

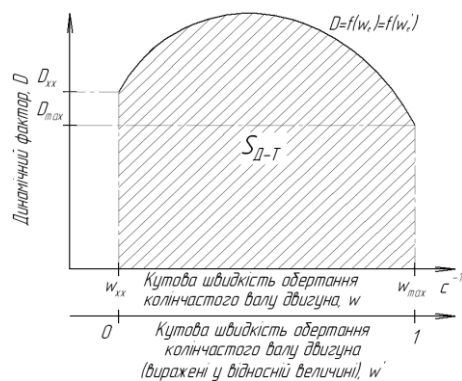
Отже, основну функцію визначення показника ефективності кар'єрних самоскидів, можна записати у вигляді

$$E_{заг}(m_n, m_{cn}, V_{cm}, Q_{м.л}, Q_{м.с}) \rightarrow \max.$$

Під час аналітичних дослідженнях було встановлено, що показник E має лінійну зростаючу закономірність при збільшенні V_{cm} та маси машини і спадаючу степенну функціональну залежність від витрат палива на маршруті. При цьому функціональна зміна E по комплектаціям машин є дзеркальною до функції собівартості перевезень. Результати даних досліджень підтверджують адекватність формування даного показника E . Більш детальні дослідження встановили що для кар'єрних самоскидів вантажопідйомністю 30-90 т значення показника E коливається від 60 до 200, де більше значення свідчить про більшу ефективності машини.

Показник узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрного самоскиду $S_{Д-Т}$ пропонується визначати у безрозмірному вигляді на основі теореми подібності та розмірності, а саме як площу фігури утворена між поліномом $D=f(w_e)$ та віссю обертів двигуна (рис. 2).

Рис. 2. Графічне визначення показника узгодженості системи «двигун-трансмсія» кар'єрного самоскида



Отже, вдосконаливши попередні дослідження [2], привівши оберти двигуна до відносних величин, а саме холостий хід до нуля, а максимальні оберти до одиниці, загальна формула визначення $S_{Д-Т}$ матиме вигляд

$$S_{Д-Т} = \int_{w_{xx}}^{w_{max}} f(w_e) dw' = \int_0^1 f(w_e) dw' \quad (12)$$

Аналітичні дослідження встановили що значення показника узгодженості зростає зі зростанням характеристик двигуна та збільшенні передаточного числа трансмісії що підтверджує адекватність формування даної методики. Також було встановлено що для кар'єрних самоскидів БелАЗ з ГМТ $S_{Д-Т}$ змінюється від 0,03 (БелАЗ-7540) до 0,22 (БелАЗ-7557).

Отже, сформовано та обґрунтовано методики визначення показників складності маршруту руху, ефективності роботи та узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних самоскидів.

Подальші дослідження передбачають розробка алгоритму визначення раціональних параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних самоскидів.

Список літератури

1. Мариев П.Л. Карьерный автотранспорт. Состояние и перспективы / Мариев П.Л. [и др.]. – СПб. : Наука, 2004. – 429 с.
2. Почужевський О.Д. Формування показників складності маршруту руху та узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрного автосамоскиду / О.Д. Почужевський // Науковий вісник НУВГП, Рівне. – НУВГП. – Вип. №3, 2011. С. 97-105.
3. Стариков А.И. Геоинформационное моделирование и автоматизированные расчеты горнотранспортных процессов в карьерах: Дис. ... канд. техн. наук: 05.13.06 / Стариков Андрей Иванович. - Екатеринбург, 2000. - 125 с.
4. Карабцев В.С. Валеев Д.Х. О КПД и коэффициенте эффективности автотранспортных средств // Автомобильная промышленность. – 2002. – № 10. – С. 16-19.
5. Почужевський О.Д. Новый подход к определению эффективности работы транспортных машин / О.Д. Почужевський // Сборник научных трудов СПГПИ. Часть 2, Санкт-Петербург, 2011. - С. 216-218.
6. Солод Г.И. Оценка качества горных машин / Г.И. Солод. – Москва: МГИ, 1978. – 72с.
7. Мариев П.Л. Карьерная техника ПО «БелАЗ»: Справочник / П.Л. Мариев, К.Ю. Анистратов. – М. : Горное дело, 2007. – 456 с.

Рукопис подано до редакції 16.04.12

УДК 622.732

Ю.А. МАЛИНОВСКИЙ, канд. техн., наук, доц., Национальная металлургическая академия Украины
С.И. МАЛИНОВСКАЯ, канд. техн., наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ПОДГОТОВКИ РУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ В ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ МАШИНАХ

Рассмотрены причины высокой энергоёмкости процессов рудоподготовки при обогащении рудного сырья. Показано, что значительного снижения процесса рудоподготовки можно добиться либо путем введения в схему дробления сырья дробилок сверхтонкого дробления или в результате интенсификации рабочего процесса в существующих дробилках мелкого дробления. Также в работе показано, что возможно повысить эффективность процесса измельчения в барабанных мельницах путем применения многостадийных схем измельчения с использованием в каждом барабане шаров одного типоразмера.

В современных условиях актуальной задачей является снижение высокой энергоёмкости при добыче полезных ископаемых и их переработке в процессе обогащения на горно-обогатительных комбинатах (ГОКах). При этом качество товарной железорудной продукции (концентрат, агломерат, окатыши) в Украине ниже, чем у производителей дальнего и ближнего зарубежья, а затраты на переработку сырья выше. Отметим, что энергопотребление для горно-металлургического комплекса Украины в 1,8-2 раза превышает энергопотребление зарубежных предприятий черной металлургии. В основном, это положение объясняется тем, что на предприятиях Украины используются несовершенные технологические схемы, которые обеспечиваются оборудованием, выбранным на начальном этапе разработки месторождений и освоения хвостового хозяйства. По мере углубления карьера и наращивания высоты бортов и дамб хвостохранилищ расходы на содержание этих подразделений ГОКов неуклонно растут. При этом режимы эксплуатации дробильно-размольного оборудования обогатительных фабрик не всегда обоснованы.

Горно-обогатительные предприятия потребляют от 15 до 20 % энергоресурсов горно-металлургического комплекса [1]. Циклы измельчения являются наиболее энергоёмкими операциями на обогатительных фабриках. При измельчении руды от крупности 1000-1500 мм до крупности 0,04-0,05 мм расход электроэнергии составляет 68-130 кВт·ч/т. Для конусных дробилок крупного дробления при степени дробления 6, расход электроэнергии колеблется от 0,1 до 0,8 кВт·ч/т. При этом коэффициент полезного действия дробилок среднего и мелкого дробления составляет от 0,4 до 0,65. Для конусных дробилок среднего и мелкого дробления, работающих при степени дробления 6, расход энергии составляет от 0,5 до 2,5 кВт·ч/т, при этом коэффициент полезного действия для крупногабаритных дробилок мелкого и среднего дробления составляет от 0,45 до 0,6. Из приведенных данных следует, что расход электроэнергии от 60 до 120 кВт·ч/т идет на доизмельчение руды в барабанных мельницах. Эти данные позволяют считать, что коэффициент полезного действия шаровой мельницы составляет величину $< 0,001$. Промышленные энергозатраты для конусных (и других типов) дробилок и барабанных мельниц позволяют сделать вывод, что измельчение руды до минимально возможной крупности должно производиться в дробилках (например, до крупности 3-5 мм), и только после максимального использования возможностей этого способа измельчения доизмельчать руду в барабанных мельницах.

Рассмотрим далее технологические схемы дробления и измельчения руды в условиях ГОКов. Процесс измельчения руды до указанной крупности (0,04-0,05 мм) ведется на конусных дробилках и барабанных мельницах. Во время проведения предварительной подготовки руды к обогащению на конусных дробилках обычно реализуется одна из трех технологических схем:

I - Четырехстадийное дробление:

1. Крупное дробление в дробилках КСД позволяет обеспечить уменьшение размеров кусков руды от 1500 до 300 мм.
2. Крупное додрабывание руды в дробилках КРД позволяет получить уменьшение кусков руды от 300 до 100 мм.
3. Среднее дробление в дробилках КСД обеспечивает размеры кусков от 350-100 мм до 100-40 мм.
4. Мелкое дробление в дробилках КМД обеспечивает размеры кусков от 100-40 мм до 30-5 мм.

II - Трехстадиальное дробление:

1. Крупное дробление в дробилках ККД.
2. Среднее дробление в дробилках КСД.
3. Мелкое дробление в дробилках КМД.

III - Двухстадиальное дробление:

Крупное дробление в конусной или щековой дробилке для первичной подготовки руды (ККД и другие).

Крупное додрабывание в дробилках КРД.

Двухстадийное дробление используется в технологических схемах обогащения, в которых доводка руды по крупности ведется в барабанных мельницах самоизмельчения («сухого» или «мокрого»), обычно для «грубого» и «тонкого» помола.

При дроблении руды по любой из трех указанных схем проводится так называемая «сухая» подготовка.

Стадийное дробление материала проводится по следующим соображениям: размер наибольших кусков руды, поступающих на переработку, достигает 1000-1500 тмм, после дробления крупность руды должна составлять 30-5 мм. Обычно степень дробления в дробильной машине не превышает 6-10. Поэтому дробление исходной руды до требуемого размера осуществляется в нескольких последовательно работающих машинах, то есть в несколько стадий.

Несмотря на то, что процесс дробления является менее энергоемким, чем процесс измельчения (в мельницах), вместе с тем он также является весьма дорогостоящим, поэтому при дроблении нельзя передрабывать материал. Поэтому, перед каждой стадией дробления предусматривается выделение из поступающей руды мелкого класса, крупность которой соответствует крупности дробленой руды данной стадии. Выделение мелочи осуществляется на грохотах. Операции грохочения в схемах дробления позволяют за счет отсева мелочи сократить нагрузку на дробилки, повысить их производительность и сократить удельные затраты на электроэнергию при подготовке руды к обогащению. В зависимости от сочетания операций дробления и грохочения стадия дробления может осуществляться в открытом и замкнутом циклах.

При дроблении в открытом цикле каждый кусок руды, поступающий на дробление, проходит через дробилку в данной стадии только один раз. При дроблении в замкнутом цикле наиболее труднодробимые крупные куски руды выделяются из дробленого продукта на грохоте контрольного грохочения и возвращается на додрабывание в ту же самую дробилку.

В зависимости от наличия операций грохочения различают четыре разновидности схем одной стадии дробления (рис. 1), однако практически применяются следующие схемы дробления б,г.

В случае предъявления дополнительных требований к промпродукту по крупности используют схему а.

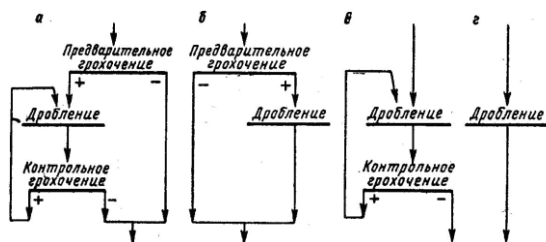


Рис. 1. Схемы дробления

При осуществлении процесса дробления железной руды по четырехстадиальной схеме (схема I) можно получить примерный гранулометрический состав продуктов дробления (используя на конечной стадии дробилку КМДТ 2200 с разгрузочной щелью РЩ=7,2 мм): +25-8,9 %; +20-13,8 %; +12- 31,1%; +5 % - 31,9 %; - 5 -14,3 % [4].

После мелкого дробления (или крупного, в зависимости от общей технологической схемы рудоподготовки), руда подвергается дальнейшей переработке в барабанных мельницах. В зависимости от принятой технологии измельчение может выполняться в «мокрой» или «сухой» средах. Если используется «мокрое» измельчение, то классификация промпродукта выполняется в спиральных классификаторах или гидроциклонах. Если используется «сухое» измельчение, то классификация выполняется в воздушных классификаторах или сепараторах.

В рамках данной работы преимущественно рассмотрим «мокрое» измельчение.

По числу приемов измельчения различают схемы одностадиальные, двухстадиальные и трехстадиальные (применяются редко). При стадийном измельчении могут применяться следующие виды классификации материала: предварительная (перед мельницей): поверочная, замыкающая цикл; контрольная после поверочной.

При предварительной классификации удаляется часть исходного материала, по своей крупности соответствующего крупности продукта измельчения в данной стадии (по принципу «не дробить ничего лишнего»).

При поверочной классификации из измельченного в мельнице материала выделяется продукт назначенной крупности, а крупный продукт возвращается в ту же мельницу. В некоторых случаях предварительная и поверочная классификации совмещаются.

В контрольную классификацию поступает слив поверочной классификации. Контрольную классификацию применяют в тех случаях, если необходимо получить продукт более тонкий, чем продукт, выдаваемый после поверочной классификации.

Одностадийные схемы измельчения применяются при относительно крупном конечном продукте измельчения $<0,2$ мм.

При более тонком $<0,15$ мм измельчении материала более экономно двухстадийное измельчение. Одностадийные схемы измельчения изображены на рис. 2.

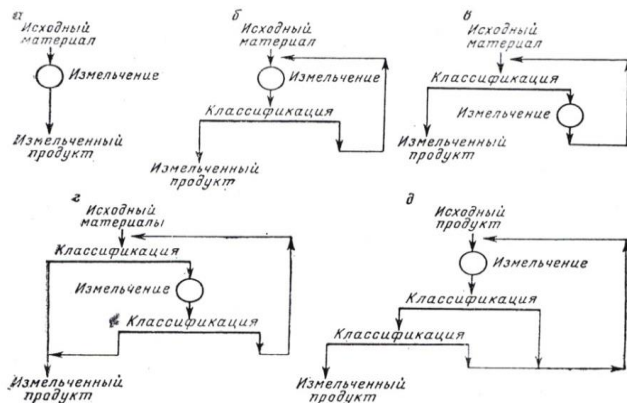


Рис. 2. Одностадийные схемы измельчения

В схеме *a* мельница работает в открытом цикле, разгрузка является готовым продуктом. Схема применяется при грубом измельчении (до 1-5 мм) в стержневых мельницах на фабриках гравитационного обогащения. Мельницы в открытом цикле ставятся также для первой стадии измельчения в двухстадийных схемах. В схеме *б* (замкнутый цикл поверочной классификации), исходный материал загружается в мельницу. Схема наиболее распространена. Применяется при крупности исходного материала от 10 до 50 мм. В силу того, что на входе в барабанную мельницу нас интересует лишь дробленый материал крупностью 5-6 мм, то необходимо

обратить внимание на схемы, предназначенные к работе на мелком исходном материале. К таким относятся схемы *в* и *г*. В схеме *в* исходный материал загружается в классификацию, замыкающую цикл измельчения, то есть предварительная и поверочная классификации совмещены. Схема применяется при мелком исходном материале (мельче 10 мм), содержащем более 15% готового продукта, а также во второй стадии двухстадийных схем. Схема *г* отличается от схемы *в*, тем, что исходный материал помещается в отдельную классификацию. По схеме *г* исходный материал загружается в мельницу. Эта схема будет более энергоемкой.

Для реализации схем *б, в, г, д* мельницы должны работать в замкнутом цикле, например, со спиральным классификатором или гидроциклоном [1] для измельчения по «мокрому» способу или в воздушных классификаторах или сепараторах при измельчении по «сухому» способу. Одностадийные схемы *в* и *г* (рис. 2) непосредственно могут быть применены на обогатительных фабриках для тонкого измельчения материал, если использовать двухкамерные мельницы аналогичные усиленным мельницам МЦ 4,0×13,5 (для «сухого» измельчения непосредственно, а для «мокрого» - при незначительном изменении конструкции). При таком подходе имеется возможность экономии на общеэксплуатационных расходах по обслуживанию мельниц, а также за счет использования более рациональных схем рудоподготовки на энергопотреблении дробильно-измельчительного цикла.

Двухстадийные схемы измельчения. При двухстадийном измельчении (рис. 3) мельницы устанавливают последовательно - одна мельница в I стадии для более крупного измельчения в материале и одна или несколько мельниц во II стадии для измельчения крупного продукта I стадии до кондиционной крупности. Мельницы I стадии могут работать в открытом, а также в замкнутом или частично замкнутом циклах, а мельницы II стадии - обязательно в замкнутом цикле. Двухстадийные схемы различают по способу передачи нагрузки из I-ой стадии во II стадию: через пески или через слив.

Если нагрузка передается через пески, то мельница I-й стадии работает в открытом или частично замкнутом цикле, а мельницы II-й стадии - обязательно в замкнутом цикле.

При подаче нагрузки через слив, мельницы I стадии работают так же, как и мельницы II

стадии, в полностью замкнутом цикле.

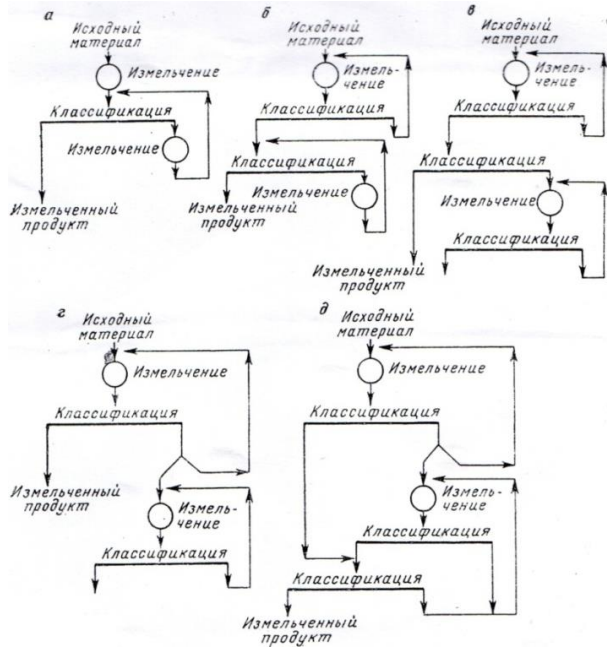


Рис.3. Двухстадиальные схемы измельчения

Обратимся к рис. 3. Здесь в схеме б - мельница I стадии работает в замкнутом цикле, предварительная и поверочная классификация совмещены. Схема применяется наиболее часто, в ней можно получить конечный продукт любой крупности. Схема в - аналогична схеме б, здесь предварительная и поверочная классификация производятся раздельно. Схемы г и д используются при измельчении руд, содержащих тяжелые легкоизмельчаемые материалы. В схемах г и д - одна часть песков первой классификации направляется в первую мельницу, а вторая часть - во вторую мельницу. По этим схемам г и д - первая мельница может работать в открытом цикле.

Двухстадиальные или одностадиальные схемы с двухкамерными мельницами могут обеспечить любую требуемую тонкость измельчения, вплоть до 95% класса -0,50 мм.

Под оптимизацией процесса переработки руды при ее подготовке к обогащению понимается повышение эффективности работы всей технологической линии на участках дробления и измельчения. С точки зрения оптимизации энергозатрат участка дробления и измельчения сравним коэффициенты полезного действия используемого оборудования. Так, коэффициент полезного действия конусных дробилок для крупного и среднего дробления колеблется от 0,4 до 0,65, а для особотонкого составляет 0,2-0,4. Вместе с тем, коэффициент полезного действия, как шаровых мельниц, так и мельниц самоизмельчения составляет величину <0,001 [3]. Таким образом, энергетические затраты при измельчении материалов в барабанных мельницах по меньшей мере в 200 раз больше, чем при мелком дроблении. Из таких соображений следует, что для оптимизации затрат, горную массу целесообразно дробить до минимальной крупности, которую может позволить дробилка (ориентировочно 5-6 мм). Это достигается либо путем интенсификации в физических полях процесса дробления для существующих конусных дробилок, либо путем установки дополнительных дробилок сверхтонкого дробления после дробилок мелкого дробления для доизмельчения руды крупностью 20-25 мм до крупности 5 мм, работающих в замкнутом цикле с грохотом (например, дробилка «Жиродиск» 84 GD {2100 мм} фирмы «Рехгсворд» производительностью 130 т/час при крупности готового продукта 5 мм) [6].

Количество дробилок сверхтонкого дробления связано с производительностью существующего участка мелкого дробления и выбирается кратным производительности этого участка.

Введение дополнительной стадии дробления окупается повышением производительности барабанных мельниц при подаче в них мелкого материала. Производительность мельниц повышается на 15-20 % при снижении крупности питания +20 мм с 15% до 2%. При этом должен быть отрегулирован размер мелющих шаров (более точно, размер мелющих тел) в соответствии с формулой К.А. Разумова [7]

$$d_M = \sqrt[3]{d_H} \quad (1)$$

где d_H - размер кусков исходного сырья.

Мелющие тела подбираются таким образом, чтобы их кинетическая энергия в момент удара была больше или равнялась энергии в начале разрушения кусков материала

$$E_T \geq E_0 \quad (2)$$

где E_0 - энергия начала разрушения наибольших кусков материала загружаемого в мельницу; E_T - кинетическая энергия дробящего тела в момент удара.

Мелющие тела должны быть оптимально подобраны, как по размеру (чтобы энергии шара было достаточно для разрушения куска руды), так и по их количеству, чтобы в процессе из-

мельчения одновременно участвовало максимальное количество мелющих тел. Таким образом, в одном барабане должно находиться наибольшее число шаров кинетической энергии которых достаточно для разрушения наименьших кусков руды (5-6 мм), производимых дробилкой сверхтонкого дробления.

В рамках данной работы не получил детального рассмотрения процесс самоизмельчения. Этому процессу предшествует одна или две стадии крупного дробления, после чего дробленый продукт крупностью 100-350 мм, минуя дробилки среднего и мелкого дробления, направляется на дальнейшую переработку в мельницу бесшарового самоизмельчения (I стадия) и после классификации направляется в мельницу рудогалечного самоизмельчения (II стадия) для дальнейшей переработки и последующей классификации.

При такой схеме рудоподготовки наряду с исключением дробящих шаров наблюдается увеличение расходов на замену изношенных футеровок и увеличение расхода на электроэнергию, потребляемой на измельчение в 1,3-1,4 раза больше по сравнению с работой по традиционным схемам подготовки руды (с шарами). Кроме того, у мельниц самоизмельчения наблюдается снижение удельной производительности по сравнению с шаровыми и стержневыми мельницами.

Вместе с тем, все существующие типы мельниц: шаровые, стержневые и мельницы самоизмельчения могут быть использованы в предлагаемой цепи подготовки исходного сырья. После подготовки руды в дробилках по I (четырёхстадиальной схеме) с грохочением и без него (рис.1, сх. б и г выполняется сверхтонкое дробление по сх. а (рис.1). Дробленая руда подается в двухкамерную мельницу по сх. в или сх. з. Если измельчение руды ведется в обычных барабанных мельницах, то процесс измельчения ведется в две стадии (рис. 3, сх. б и сх. в, причем на I стадии может быть использована шаровая мельница с крупными шарами (или стержневая мельница), а на II стадии - шаровая мельница с мелкими шарами. Также можно использовать на I и II стадиях разные рудогалечные мельницы с «крупной» и «мелкой» «галькой». Причем, для приготовления рудной гальки должна быть использована первичная мельница бесшарового измельчения (первичная мельница), которая будет производить рудную гальку для 3-4 рудогалечных машин.

Проведенные исследования позволяют сделать **следующие выводы:**

1. Технологические схемы дробления рудного материала должны быть дополнены конусными дробилками сверхтонкого дробления с конечным продуктом крупностью 5-6 мм, или в существующих схемах использовать интенсификацию процесса мелкого дробления в физических полях для получения конечного продукта той же крупности.
2. Барабанные мельницы предназначены для тонкого измельчения материалов, поэтому их нерационально использовать для переработки сырья крупностью более 5-6 мм.
3. Тонкое измельчение руд целесообразно вести в несколько стадий, используя для каждой стадии дробящие тела одного размера, которые согласованы с крупностью исходного сырья каждой стадии. Перспективным вместо стадийного измельчения является вариант применения многокамерных мельниц.

Список литературы

1. Пальчевський Б.О. Дослідження технологічних систем / **Б.О. Пальчевський**. // Львів, «Світ», 2001, 232 с.
2. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / **С.Е. Андреев, В.А. Перов, В.В. Зверевич** // М.: Недра, 1980 – 415 с.
3. Муйземнек Ю.А., Калюнов Г.А., Кочетов Е.В. и др. Конусные дробилки / **Ю.А.Муйземнек, Г.А. Калюнов, Е.В. Кочетов** // М., «Машиностроение», 1970, 231 с.
4. Кармазин В.И., Денисенко А.И., Серго Е.Е. «Недра», 1918. - 184с.
5. Сиденко П.М. Измельчение в химической промышленности. М. «Химия», 1977. - 368 с.
6. Клушанцев Б.В. Косарев А.И. Муйземнек Ю.А. Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации / **Б.В. Клушанцев, А.И. Косарев, Ю.А. Муйземнек** // М.: «Машиностроение». 198. 320 с.
7. Олевский В.А. Размольное оборудование обогатительных фабрик / **В.А.Олевский** // М.: Госгортехиздат, 1963. - 448 с.

Рукопис подано до редакції 16.04.12

УДК 622.778

Т.А. ОЛЕЙНИК, д-р техн. наук, проф., А.Ю. КРИВЕНКО, ассистент
ГВУЗ "Криворожский национальный университет"

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ НАПРАВЛЯЮЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ УСТРОЙСТВА ИСХОДНОГО ПИТАНИЯ ДЕШЛАМАТОРОВ

Представлены результаты математического моделирования направляющих элементов устройства исходного питания дешламаторов обеспечивающих формирование горизонтально ориентированного потока железорудной пульпы. Определен ряд технологических факторов, от которых зависит гидродинамика движения двухфазного потока, а также процесс разделения его компонентов в процессе перемещения до момента выхода в чан дешламатора.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Повышение эффективности технологии обогащения железорудной руды позволяет снизить себестоимость получения металлургического сырья тем самым повысить экономическую конкурентность продукции на внутреннем и внешнем рынках. Анализ показывает, что в технологической цепи обогатительных аппаратов широко применяемое гидравлическое гравитационное обогащение имеет существенные резервы повышения качественных показателей рудного промпромакта при минимальных затратах энергоносителей. Вместе с тем, гидравлическое гравитационное обогащения относится к тем процессам, при реализации которых на качество получаемого продукта влияют как параметры самих обогатительных аппаратов, так и режимы, и способы подачи исходного питания.

Анализ исследований и публикаций. Анализ публикаций, посвященных закономерностям гидродинамики движения рудных пульп, показывает, что при необходимости разделения компонентов пульпы имеет особое значение пространственная ориентация потока [1]. От пространственной ориентации зависит насколько эффективно произойдет разделение частиц твердой фазы пульпы с учетом их гравитационной крупности.

Задачи исследований. Исходное питание дешламатора при обогащении железорудного сырья представляет собой сложный гидродинамический процесс, на который влияет целый ряд факторов. Поэтому для определения исходных предпосылки и степень влияния этих факторов на реализацию процесса гидравлического обогащения, необходимо выполнить математическое моделирование, посредством которого можно определить основные технологические режимы и параметры конструктивных элементов обогатительного оборудования.

Изложение материала и результаты. В результате проведенных исследований был разработан способ обогащения рудного сырья в дешламаторах позволяющий оптимизация обогатительного эффекта достигается за счет формирования горизонтально-ориентированного потока исходного питания, обеспечивающего создание оптимальных условий для разделения компонентов твердой фазы пульпы [2]. Вместе с тем, для оптимального функционирования устройства исходного питания необходимо достоверное определение параметров конструктивных элементов устройства исходя из гидродинамики движущегося в радиальном направлении потока железорудной пульпы.

Установлено, что прирост показателей сепарационных характеристик может быть достигнут при горизонтальном ориентировании вектора потока, формирование которого осуществляется направляющими дисками радиального питающего устройства (РПУ).

Для оценки ширины направляющих дисков РПУ, при которой возможно нарушение прохождения потока пульпы между горизонтальными дисками РПУ, необходимо провести математическое моделирование рассматриваемого процесса осаждения. С этой целью рассмотрим движение частиц в потоке пульпы в пространстве между направляющими дисками РПУ (рис. 1).

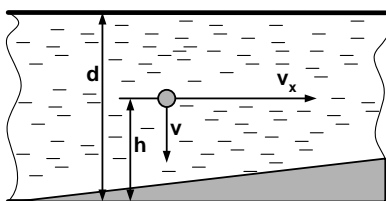


Рис. 1. Схематическое изображение движения частицы при движении пульпы между дисками радиального питающего устройства с образованием слоя осадка: d - расстояние между дисками РПУ, м; v_x - горизонтальная скорость частицы, м/с; v - вертикальная скорость частицы, м/с; h - расстояние от частицы до поверхности нижнего диска РПУ, м

Дифференциальное уравнение, которое в рассматриваемом случае описывает процесс осаждения, может быть

записано в виде

$$m \cdot \frac{dv}{dt} = m \cdot (1 - c_o) \cdot \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) \cdot g - F, \quad (1)$$

где v - вертикальная скорость частицы, м/с; m - масса частицы, кг; Δ - плотность жидкости, кг/м³; δ - плотность твердого, кг/м³; c_o - начальное содержание твердого продукта в пульпе, g - ускорение свободного падения, м/с²; F - сила сопротивления, действующая на частицу, Н.

Учитывая, что процесс осаждения частиц является достаточно медленным, можно принять, что сила сопротивления движению частицы в уравнении (1) описывается формулой Стокса

$$F = kv, \quad (2)$$

где k - коэффициент пропорциональности.

Решение дифференциального уравнения (1) с учетом формулы (2) при нулевом начальном условии вертикальной скорости ($v(t=0)=0$) имеет вид

$$v = \frac{mg}{k} (1 - c_o) \cdot \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t}\right). \quad (3)$$

Формула (3) может быть записана в виде

$$\frac{dh}{dt} = -\frac{mg}{k} (1 - c_o) \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t}\right), \quad (4)$$

где h - расстояние частицы до нижнего диска РПУ, м.

Учитывая, что в начальный момент времени частица находится на расстоянии h_o от нижнего диска РПУ, путем интегрирования (4), находим

$$h = h_o - \frac{mg}{k} (1 - c_o) \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) \left(t - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t}\right)\right). \quad (5)$$

Время падения частицы, до достижения поверхности нижнего диска РПУ, находится путем приравнивания формулы (5) к нулю

$$h_o - \frac{mg}{k} (1 - c_o) \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) \left(t - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t}\right)\right) = 0. \quad (6)$$

Уравнение (6) является нелинейным относительно времени t , и в этом случае допускает только численное решение. Однако, если время падения частицы достаточно большое, то, пренебрегая малыми величинами, находим время падения частицы

$$t_o = \frac{h_o k}{mg(1 - c_o) \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right)} + \frac{m}{k}. \quad (7)$$

При движении частицы между дисками РПУ, ее горизонтальная скорость изменяется, что связано с изменением проходного сечения. Действительно, согласно закону сохранения имеет место равенство

$$v_o \cdot \pi \cdot r_o^2 = v_x \cdot 2\pi \cdot x \cdot d, \quad (r_o \leq x).$$

Откуда находим

$$v_x = \frac{v_o \cdot r_o^2}{2xd}.$$

В результате получаем дифференциальное уравнение

$$\frac{dx}{dt} = \frac{v_o \cdot r_o^2}{2xd},$$

интегрируя которое находим расстояние, начиная с которого появится осадок пульпы на поверхности нижнего диска РПУ

$$l_o = r_o \sqrt{\frac{v_o t_o}{d} + 1}. \quad (8)$$

В свою очередь, длина полки РПУ находится по формуле

$$l_o = r_o \left(\sqrt{\frac{v_o t_o}{d} + 1} - 1 \right). \quad (9)$$

Начиная с момента времени, который определяется формулой (6) или (7), на поверхности нижнего диска РПУ начинает образовываться осадок.

Для нахождения высоты осадка воспользуемся формулой прироста массы осадка

$$dM = \delta \cdot v \cdot s \cdot dt, \quad (10)$$

где s - площадь нижнего диска РПУ, на который осаждаются частицы, m^2 ; t - время, с.

Подставив решение (3) в равенство (10), получаем дифференциальное уравнение, которое описывает прирост массы осадка

$$\frac{dM}{dt} = \frac{mgs\delta}{k} (1 - c_o) \left(1 - \frac{\Delta}{\delta} \right) \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t} \right). \quad (11)$$

Решение уравнения (11) при нулевом начальном условии ($M(t=0) = 0$) имеет вид

$$M = \frac{m \cdot g \cdot s \cdot \delta}{k} (1 - c_o) \left(1 - \frac{\Delta}{\delta} \right) \left(t - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t} \right) \right). \quad (12)$$

Учитывая, что пульпа в начальный момент времени имеет концентрацию c_o , а концентрация осадка равна c_1 , высота образованного осадка, согласно (12), запишется так

$$h = \frac{m \cdot g}{k} \cdot \frac{1 - c_o}{c_1 - c_o} \left(t - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t} \right) \right). \quad (13)$$

Если время осаждения частиц достаточно большое, то, пренебрегая малыми величинами в (13), получим

$$h = \frac{m \cdot g}{k} \cdot \frac{1 - c_o}{c_1 - c_o} \left(t - \frac{m}{k} \right). \quad (14)$$

Таким образом, формула, по которой можно рассчитать высоту осадка на поверхности нижнего диска РПУ, принимает вид

$$h(t) = \frac{m \cdot g}{k} \cdot \frac{1 - c_o}{c_1 - c_o} \left(t - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t} \right) \right) \cdot \eta(t - t_o), \quad (15)$$

где $\eta(t) = \begin{cases} 0, & t < 0 \\ 1, & t \geq 0 \end{cases}$ - единичная функция.

Если длительность осаждения достаточно велика, то, пренебрегая малыми величинами, формулу (15) можно упростить

$$h(t) = \frac{mg}{k} \cdot \frac{1 - c_o}{c_1 - c_o} \left(t - \frac{m}{k} \right) \cdot \eta(t - t_o). \quad (16)$$

Принимая во внимание (8), получаем параметрическое представление высоты осадка в зависимости от расстояния до начала его осаждения

$$\begin{cases} h = \frac{mg}{k} \cdot \frac{1 - c_o}{c_1 - c_o} \left(t - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m}t} \right) \right) \cdot \eta(t - t_o); \\ l = r_o \sqrt{\frac{v_o t}{d} + 1} \cdot \eta(t - t_o). \end{cases} \quad (17)$$

Исключив время как параметр, получаем явное представление зависимости высоты осадка от его длины на поверхности нижнего диска РПУ

$$h(l) = \frac{mg}{k} \cdot \frac{1 - c_o}{c_1 - c_o} \left(\frac{d}{v_o} \left(\frac{l^2}{r_o^2} - 1 \right) - \frac{m}{k} \left(1 - e^{-\frac{k}{m v_o} \left(\frac{l^2}{r_o^2} - 1 \right)} \right) \right) \cdot \eta(l - l_o). \quad (18)$$

Если длительность осаждения достаточно велика, то, пренебрегая малыми величинами, формулу (18) можно упростить

$$h(l) = \frac{mg}{k} \frac{1-c_o}{c_1-c_o} \left(\frac{d}{v_o} \left(\frac{l^2}{r_o^2} - 1 \right) - \frac{m}{k} \right) \cdot \eta(l-l_o). \quad (19)$$

Очевидно, что полученные формулы позволяют оценить ширину полки РПУ, при которой высота осадка пульпы не будет препятствовать процессу дешламации.

Полученные формулы для дальнейшего исследования целесообразно представить в безразмерном виде, приняв для упрощения, что частица имеет сферическую форму. В этом случае формула (7), которая определяет время падения частицы, запишется в виде

$$\tau_o = \frac{\hat{h}_o}{1-c_o} + 1, \quad (20)$$

где $\tau_o = t_o/\Delta t$, $\hat{h}_o = h_o/\Delta l$, $\Delta t = \theta/g \left(1 - \frac{\Delta}{\delta} \right)$, с., $\Delta l = \theta \Delta t$, м; θ - гидравлическая крупность частицы, м/с.

В свою очередь, расстояние, начиная с которого появится осадок, определяемое формулой (8), представится в виде

$$\hat{l}_o = \hat{r}_o \left(\sqrt{\frac{\hat{v}_o \cdot \tau_o}{\hat{d}} + 1} - 1 \right), \quad (21)$$

где $\hat{l}_o = l_o/\Delta l$, $\hat{r}_o = r_o/\Delta l$, $\hat{d} = d/\Delta l$, $\hat{v}_o = v_o/\theta$.

Зависимость высоты осадка от расстояния, представленная формулой (18), в безразмерном виде запишется в виде

$$\hat{h}(\hat{l}) = \frac{1-c_o}{c_1-c_o} \frac{1}{1-\frac{\Delta}{\delta}} \left(\frac{\hat{d}}{\hat{v}_o} \left(\frac{\hat{l}^2}{\hat{r}_o^2} - 1 \right) - 1 + e^{-\frac{\hat{d}}{\hat{v}_o} \left(\frac{\hat{l}^2}{\hat{r}_o^2} - 1 \right)} \right) \cdot \eta(\hat{l} - \hat{l}_o), \quad (22)$$

где $\hat{h}(\hat{l}) = \frac{h(l)}{\Delta l}$, $\hat{l} = \frac{l}{\Delta l}$.

В свою очередь, формула (19) запишется так

$$\hat{h}(\hat{l}) = \frac{1-c_o}{c_1-c_o} \frac{1}{1-\frac{\Delta}{\delta}} \left(\frac{\hat{d}}{\hat{v}_o} \left(\frac{\hat{l}^2}{\hat{r}_o^2} - 1 \right) - 1 \right) \cdot \eta(\hat{l} - \hat{l}_o). \quad (23)$$

Ниже представлены расчеты зависимости расстояния, на котором начинает выпадать осадок, от гидравлической крупности пульпы при разных входных скоростях пульпы.

Результаты расчетов приведены на рис. 2. Анализ приведенных графиков показывает, что с увеличением гидравлической крупности расстояние, на котором начинает выпадать осадок, уменьшается. Однако при возрастании скорости пульпы при той же гидравлической крупности эта величина возрастает.

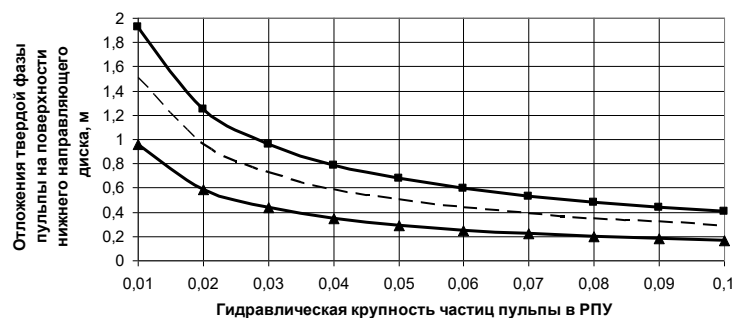


Рис. 2. Зависимость начала отложения твердой фазы пульпы на поверхности нижнего направляющего диска радиального питающего устройства от гидравлической крупности частиц пульпы:
 - ▲ - при $v_o = 0,1$ м/с; - - - при $v_o = 0,2$ м/с; - ■ - при $v_o = 0,3$ м/с

Анализ рис. 2, позволяет сделать вывод о том, что отложение твердого осадка на поверхности нижнего диска при скорости подачи исходного питания 0,3 м/с произойдет на расстоянии 2 м. Следовательно, применительно к действующим конструкциям радиальных гравитационных аппаратов полка питающего устройства дешламатора не будет засоряться осаждающимися частицами твердой фазы пульпы.

Выводы и направление дальнейших исследований. Применение устройств исходного питания в гравитационных обогатительных аппаратах радиального типа позволяет формировать поток пульпы, геометрические параметры которого предопределяют создание оптимальных условий для осаждения частиц твердой фазы. Горизонтального ориентирование потока исходного питания позволяет увеличить время перемещения рудных частиц в жидкой среде и тем самым увеличивает качественные показатели обогащения сгущенного продукта. Результаты исследований могут быть использованы для разработки устройств исходного питания для всех применяемых в горнорудной промышленности сгустителей радиального типа.

Список литературы

1. Барский М.Д. Гравитационная классификация зернистых материалов / М.Д. Барский, В.И. Ревнивцев, Ю.В. Соколин. – М.: Недра, 1974. – 232 с.

2. Спосіб дешламації рудної сировини: Деклараційний патент на корисну модель № 53598 / Кривенко А.Ю.; Заявлено 19.04.2010; Опубл. 11.10.2011. Бюл № 19. – 4 с.

Рукопис подано до редакції 16.04.12

УДК 629.4.027

К.А. ЗІБОРОВ, канд. техн. наук, С.О. ФЕДОРЯЧЕНКО, аспірант

Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет»

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ ШАХТНОЇ ВАГОНЕТКИ З ДОДАТКОВОЮ КІНЕМАТИЧНОЮ РУХЛИВІСТЮ ЛАНОК ХОДОВОЇ ЧАСТИНИ

Викладено важливість шахтного транспорту в сучасних виробничих умовах та проблеми експлуатації шахтних вагонеток. Авторами приведено шляхи підвищення безпеки та довговічності експлуатації вагонеток шляхом модернізування ходової частини. В матеріалах викладено математичну модель руху шахтної вагонетки у взаємодії із рейкових шляхом та аналіз основних динамічних характеристик вагонетки із модернізованою ходовою частиною.

Гірничо-геологічні особливості залягання кам'яного вугілля на шахтах Західного і Центрального Донбасу зумовлюють використання як конвеєрного, так і локомотивного транспорту для відвантаження добичі. Найбільш часто застосованою є локомотивна відкатка, до того ж вимоги до безпеки її використання є вищими за конвеєрний транспорт.

Основною технологічною ланкою такої схеми є рейкова вагонетка. Цілком зрозуміло, що підтримання вагонеток у відповідному стані є необхідною умовою безпечного та ефективного виробництва. Проте морально застарілі та зношені вагонетки з кожним роком потребують все більших обсягів робіт із відновлення та обслуговування транспортного парку.

Згідно [1], найбільшого зносу та пошкоджень зазнає ходова частина. Основними причинами виходу з ладу вагонеток є руйнування підшипників буксових вузлів, знос бандажів коліс, руйнування елементів кріплення колісних вісей (рис. 1).



Рис. 1. Руйнування провусини кріплення колісної вісі

Причиною низької довговічності є динамічні навантаження, викликані незадовільним станом рейкової колії і безпосередньо пов'язані із гірничо-геологічною будовою виробки, станом системи водовідливу, умовами проходки тощо. Перелічені фактори також підвищують небезпеку сходу вагонеток з рейкової колії внаслідок вповзання колеса на головку рейки як на прямолінійних ділянках колії (витиснення вагонів, рискання), так і у кривих. За результатами дослідження [3] виявлено, що параметри рейкового шляху в реальних умовах відмінні від нормативних більш, ніж на 20%. Наслідком є недостатнє навантаження коліс вагонетки. За підрахунками [3] 10-15% часу одне з коліс є повністю розванта-

женим і провокує схід зі шляху. За даними МакНП [3], кількість сходів електровозів складає 1-2 за добу, а вагонеток 2-3 за зміну. Як наслідок, кожний схід з рейок викликає невиробничі простоті транспортних та видобувних комплексів, руйнування комунікацій, травматизм.

Перспективним шляхом підвищення стійкості шахтних вагонеток та зменшення динамічних навантажень є модернізація ходової частини так, щоб максимально зменшити вплив недосконалоостей рейкової колії на рухомий склад.

Такого ефекту можна досягти шляхом додавання кінематичної рухливості ланкам ходової частини вагонетки [5-7].

Експериментальні дослідження динаміки модернізованої вагонетки наразі є задачею, яка потребує значних фінансових витрат, тому динамічний аналіз механічної системи доцільно проводити за допомогою математичного моделювання.

Мета роботи полягає у визначенні коефіцієнта запасу стійкості набігаючого колеса у кривих малих радіусів для жорсткої та рухомої конструкції ходової частини.

Аналітична частина. Рухливість колеса вагонетки дозволяє зменшити динамічні навантаження, що виникають у зоні контакту «колесо-рейка» при русі вагонетки.

Шахтна вагонетка являє собою складну динамічну голономну систему, яка з'єднана пружно-дисипативними елементами. Даний спосіб представлення обумовлюється тим, що жорсткості ланок вагонетки набагато більше за жорсткість системи підвішування ходової частини. Система складається виходячи з припущення про ідеальність зв'язків. Величини, що визначають рух системи, безпосередньо пов'язані із заданими силами.

Так як рух вагонетки нерозривно пов'язаний із характеристиками шляху, роздивляється механічна система «рейковий шлях-вагонетка». Рейкова колія представляється як дві балки на пружній основі, що підпорядковується гіпотезі Власова [4]. Вводиться спрощення, що навантаження, яке діє на одну рейку, не впливає на іншу. Поздовжнє переміщення шляху в модель не вводиться.

Згідно розрахункової схеми на рис. 2, кількість твердих тіл системи складає 5, кількість узагальнених координат 16. Незалежними координатами динамічної моделі є: поступальний рух системи - x , бічне переміщення елементів системи - y_i , вертикальне переміщення кузова - z , вертикальне переміщення коліс - z_i , поздовжнє розкачування кузова - φ , коливання колеса відносно осі Z - φ_i , поперечне розкачування кузова - ψ .

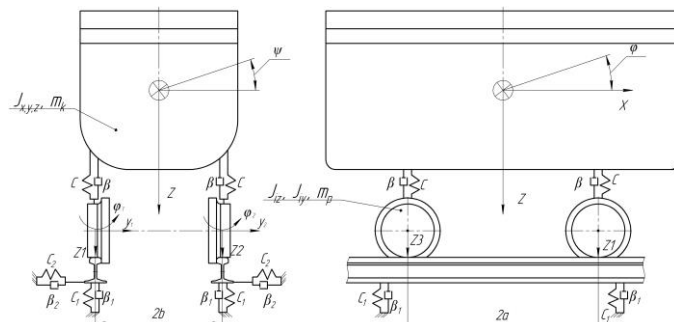
Розв'язуючи задачу класичними методами, отримуємо систему із 16 диференціальних рівнянь другого порядку.

Математична модель, яка описує наведену на рис. 2 розрахункову схему, складена у просторі пакету математичного аналізу Wolfram Mathematica.

Згідно рис.2 рівняння кінетичної енергії матиме вигляд

$$T = \frac{1}{2} \left[\left(m_k + 2m_p + \frac{2J_{iy}}{r^2} \right) \dot{x}^2 + m_k \dot{z}^2 + \sum_{i=1}^4 m_p \dot{z}_i^2 + \sum_{i=1}^4 J_{iz} \dot{\varphi}_i^2 + J_x \dot{\psi}^2 + J_y \dot{\varphi}^2 \right],$$

де J_y, J_x, J_{xy}, J_{ix} , - моменти інерції відповідно кузова та коліс відносно осей X та Y ; φ_i - узагальнена координата кутових переміщень колеса відносно осі Z ; r - радіус колеса; m_p - маса колеса; m_k - маса вагонетки.



ширина колісної колії; $2a$ - довжина колісної бази; X - поздовжнє переміщення кузова вагонетки; y_i - поперечне переміщення коліс; m_k - центр мас кузова

Рис. 2. Розрахункова схема шахтної вагонетки із незалежно та рухомо встановленими колесами: ψ - поперечне коливання кузова вагонетки; φ - поздовжнє коливання кузова; β - пружно-в'язкісний опір у ходовій частині вагонетки; β_1 - вертикальний пружно-в'язкісний опір рейкового шляху; β_2 - поперечний пружно-в'язкісний опір рейкового шляху; c - жорсткість пружно-дисипативного елемента ходової частини; c_1 - вертикальна жорсткість рейкового шляху; c_2 - поперечна жорсткість шляху; Z_i - координата вертикальних переміщень кузова та коліс; $2b$ -

Рівняння потенційної енергії, згідно теореми Клапейрона, визначається як деформація

пружних тіл системи

$$V = \frac{1}{2} \left[\sum_{i=1}^4 c \Delta_i^2 + \sum_{i=1}^4 c_p \Delta y_i^2 + \sum_{i=1}^4 c_1 (\delta_i^2 + Y_p^2) + \sum_{i=1}^4 c \lambda_r^2 \varphi_i^2 \right],$$

де Δ – деформація пружних елементів ходової частини; δ – деформація рейкового шляху; Y_p – траєкторія руху в плані; c_p – бічна жорсткість пружно-дисипативних елементів ходової частини вагонетки; c – вертикальна жорсткість пружно-дисипативних елементів ходової частини вагонетки; c_1 – жорсткість рейкового шляху; λ_r – забіг реборди колеса на рейку [2].

Деформації пружних елементів для кожного колеса ходової частини розраховуються як

$$\begin{aligned} \Delta_1 &= z + \psi b + \phi l - z_1; & \Delta_2 &= z + \psi b - \phi l - z_2; \\ \Delta_3 &= z - \psi b + \phi l - z_3; & \Delta_4 &= z - \psi b - \phi l - z_4; \end{aligned}$$

де $2l$ – колісна база, м; $2b$ – ширина колії, м.

$$\lambda_r = (r + c_w) \sin(\gamma) \operatorname{tg}(\alpha),$$

де γ – кут набігання реборди колеса на рейку, рад; α – кут нахилу реборди колеса до горизонталі, рад; c_w – висота реборди відносно доріжки катання, м.

Функція дисипації енергії в механічній системі має вигляд

$$Q = \frac{1}{2} \left[\sum_{i=1}^4 \beta \dot{\Delta}_i^2 + \sum_{i=1}^4 \beta_p \dot{\Delta y}_i^2 + \sum_{i=1}^4 \beta_1 \left(\dot{\delta}_i^2 + \dot{Y}_p^2 \right) + \sum_{i=1}^4 \beta \lambda_r^2 \dot{\varphi}_i^2 \right],$$

де β_p – коефіцієнт дисипації пружно-дисипативного елемента ходової частини вагонетки у горизонтальній площині; β – коефіцієнт дисипації пружно-дисипативного елемента ходової частини вагонетки у боковому напрямку; β_1 – коефіцієнт дисипації рейкового шляху.

Траєкторія руху Y_p , а отже і вплив горизонтальної направляючої сили на ходову частину, описується поліномом i -го ступеня і розраховується відповідно до плану діючої колії підземної виробки. Даний підхід до динамічного моделювання дозволяє визначити потенційно небезпечні ділянки існуючих шляхів шахтної відкатки і показники безпеки експлуатації.

Додатковим параметром динамічного довантаження ходової частини вагонетки є рейковий стик, висота якого в шахтних умовах може перевищувати 5 мм [2,8]. На рис. 2 наведено траєкторію руху центра мас колеса при наїзді на набігаючі рейку.

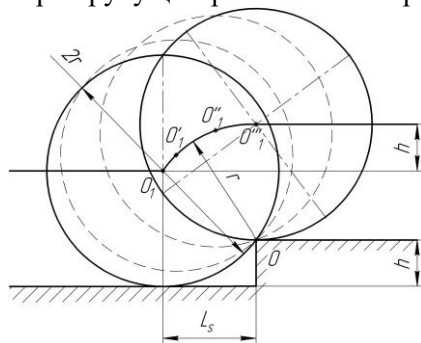


Рис. 2. Траєкторія переміщення центра мас колеса при наїзді на набігаючі рейку: O – центр обертання колеса відносно рейкового стику; h – висота стику; L_s – довжина стику; r – радіус колеса; O_1 – положення миттєвого центра мас колеса

При розрахунках динамічного впливу рейкового стику врахування кривизни траєкторії переміщення центра мас має значення при швидкостях руху до 1 м/с. У даній математичній моделі стик описується як деформація рейкового полотна із перевищенням на величину h .

$$\delta_i = z_i - h$$

Враховуючи вищезгадане, система рівнянь прийме такий вигляд

$$\left(m_k + 4m_p + \frac{4J_{1y}}{r^2} \right) \ddot{x} = 0$$

$$m_p \ddot{y}_1 + c_p y_1 - c_p y_p + \beta_p \dot{y}_1 - \beta_p \dot{y}_p = 0$$

$$m_p \ddot{y}_2 + c_p y_2 - c_p y_p + \beta_p \dot{y}_2 - \beta_p \dot{y}_p = 0$$

$$m_p \ddot{y}_3 + c_p y_3 - c_p y_p + \beta_p \dot{y}_3 - \beta_p \dot{y}_p = 0$$

$$\begin{aligned}
m_p \ddot{y}_4 + c_p y_4 - c_p y_p + \beta_p \dot{y}_4 - \beta_p \dot{y}_p &= 0 \\
m_k \ddot{z} + 4cz - \sum_{i=1}^4 cz_i + 4\beta \dot{z} - \sum_{i=1}^4 \beta \dot{z}_i &= 0 \\
m_p \ddot{z}_1 - hc_1 - cz + cz_1 + c_1 z_1 - cl\varphi - bc\psi - \beta \dot{z} + \beta \dot{z}_1 + \beta_1 \dot{z}_1 - l\beta \dot{\varphi} - b\beta \dot{\psi} &= 0, \\
m_p \ddot{z}_2 - hc_1 - cz + cz_2 + c_1 z_2 + cl\varphi - bc\psi - \alpha \dot{z} + \alpha \dot{z}_2 + \alpha_1 \dot{z}_2 + l\beta \dot{\varphi} - b\beta \dot{\psi} &= 0 \\
m_p \ddot{z}_3 - hc_1 - cz + cz_3 + c_1 z_3 - cl\varphi + bc\psi - \beta \dot{z} + \beta \dot{z}_3 + \beta_1 \dot{z}_3 - l\beta \dot{\varphi} + b\beta \dot{\psi} &= 0 \\
J_x \ddot{\psi} - \sum_{i=1}^2 bc z_i + \sum_{i=3}^4 bc z_i + 4b^2 c \psi - \sum_{i=1}^2 b\beta \dot{z}_i + \sum_{i=3}^4 b\beta \dot{z}_i + 4b^2 \beta \dot{\psi} &= 0 \\
J_y \ddot{\varphi} - clz_1 + clz_2 - clz_3 + clz_4 + 4cl^2 \varphi - l\beta \dot{z}_1 + l\beta \dot{z}_2 - l\beta \dot{z}_3 + l\beta \dot{z}_4 + 4l^2 \beta \dot{\varphi} &= 0 \\
m_p \ddot{z}_4 - hc_1 - cz + cz_4 + c_1 z_4 + cl\varphi + bc\psi - \beta \dot{z} + \beta \dot{z}_4 + \beta_1 \dot{z}_4 + l\beta \dot{\varphi} + b\beta \dot{\psi} &= 0 \\
J_{1z} \ddot{\varphi}_1 + c\lambda_r^2 \varphi_1 + \beta\lambda_r^2 \dot{\varphi}_1 &= Q_{\varphi 1} \\
J_{2z} \ddot{\varphi}_2 + c\lambda_r^2 \varphi_2 + \beta\lambda_r^2 \dot{\varphi}_2 &= Q_{\varphi 2} \\
J_{3z} \ddot{\varphi}_3 + c\lambda_r^2 \varphi_3 + \beta\lambda_r^2 \dot{\varphi}_3 &= Q_{\varphi 3} \\
J_{4z} \ddot{\varphi}_4 + c\lambda_r^2 \varphi_4 + \beta\lambda_r^2 \dot{\varphi}_4 &= Q_{\varphi 4}
\end{aligned}$$

де $Q_{\varphi i}$ - узагальнена робота кутових коливань колеса.

Початковими умовами розв'язання системи рівнянь є: $V=3$ м/с, $h=3\dots 5$ мм, $m_k=23000$ Н, $m_p=500$ Н, $\beta=300$ Нс/м, $c=5 \cdot 10^2$ Н/м, $r=0,25$ м. Моменти інерції відповідних ланок були імпортовані у середовище Wolfram Mathematica із 3D моделі.

Відмінною рисою моделі вагонетки із рухомо встановленим колесом у порівнянні із традиційною конструкцією є розділення однієї маси колісної пари на дві окремі та виключення із системи рівнянь взаємного динамічного впливу коливання колісної пари відносно поздовжньої вісі вагонетки.

Результатом розв'язання диференціальних рівнянь 2-го порядку за допомогою програми Wolfram Mathematica є числові ряди розрахованих значень по кожній узагальненій координаті.

Отримані координати положення вагонетки та її ланок у просторі дозволяють описати переміщення елементів механічної системи для розробки рекомендацій щодо розрахунку техніко-експлуатаційних показників.

Визначення коефіцієнта запасу стійкості при русі по криволінійним ділянкам колії може виконуватися як на основі статистичних даних [9], так і на основі дійсних характеристик рейкового шляху, на якому експлуатується вагонетка увесь свій термін служби.

У даній роботі пропонується визначати показник запасу стійкості у відповідності до реальних характеристик рейкової колії, що дозволить встановити максимально безпечні, з точки зору вповзання колеса на рейку, швидкості руху на кожній ділянці виробки та визначити раціональний кут кінематичної рухливості колеса.

Визначення коефіцієнта запасу стійкості виконується за відомими залежностями [10]

$$K_y = \frac{\operatorname{tg}(\alpha + \varphi_i(t)) - \mu}{1 + \mu \cdot \operatorname{tg}(\alpha + \varphi_i(t))} \left(\frac{P_6}{P_6} \right) > 1, \quad (1)$$

де α - кут конусності реборди набігаючого колеса; P_{σ}/P_{σ} - відношення вертикального навантаження до поперечного (направляючого), що сприймається колісною парою; μ — коефіцієнт тертя; $\varphi_i(t)$ - кутова рухливість колеса при проходженні колії.

Кінематичну кутову рухливість колеса, що є функцією часу, при розрахунках коефіцієнта запасу стійкості автори пропонують враховувати як додаткову величину конусності реборди, яка впливає на динамічні показники бічної стійкості.

Поперечне навантаження P_{σ} визначається як

$$P_{\sigma} = \sqrt{(1/2(m_k + m_p)(V^2/R) \sin(\alpha))^2}, \quad (2)$$

де R - радіус скруглення шляху в плані; V - швидкість руху.

Для визначення радіусів скруглення під кожним колесом увесь шлях, що моделюється, розбивається на дуги з i -м радіусом. Для моделювання динаміки вагонетки було обміряно рейкову колію у межах дільниці ГП-1 шахти ім. Димитрова. Локальні горизонтальні нерівності, пов'язані із неспівпаданням стиків, описуються як ізольована горизонтальна недосконалість.

Результати, показані на рис. 3-5, отримані при наступних радіусах скруглення рейкового шляху

Таблиця 1.

Вихідні параметри рейкової колії

Номер ділянки	R , м	Довжина кривої, м
1	20	10
2	15	30
3	38	10
4	58	12
5	50	9

Як видно з рис.3, кутова рухливість набігаючого колеса виникає під час руху вагонетки у кривих ділянках колії, на ділянках зміни радіусів. При сталому русі у кривій колесо займає постійне положення із двохточковим контактом пари «колесо-рейка».

Локальний мінімум у діапазоні 20-30 с пояснюється збільшенням радіусу кривизни рейкової колії. У цей момент рухливе колесо задля забезпечення стійкого руху змінює своє положення у відповідності із траєкторією. Традиційна конструкція ходової частини із нерухомо встановленим колесом виконує аналогічні коливання лише у межах підшипникових зазорів, величиною яких можна знехтувати через їх мале значення.

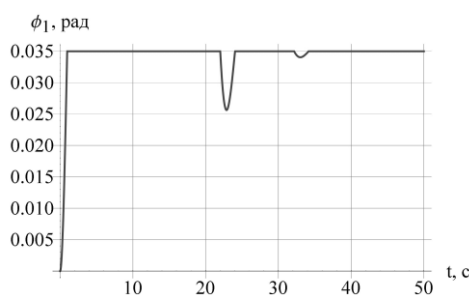


Рис. 3. Графік кутової рухливості набігаючого колеса шахтної вагонетки

Рухливість кінематично обмежується діапазоном $\varphi_i \in [-0,35; 0,035]$ рад., що обумовлено конструкцією буксового вузла вагонетки. Динамічною характеристикою кутових переміщень є кутові прискорення колеса φ_i (рис.4).

Як видно із рис. 4, зміна радіусу кривизни призвела до кутового прискорення колеса у $0,03 \text{ м/с}^2$. Величина прискорення знаходиться в залежності від жорсткості пружно-дисипативних елементів ходової, швидкості та геометричних характеристик шляху.

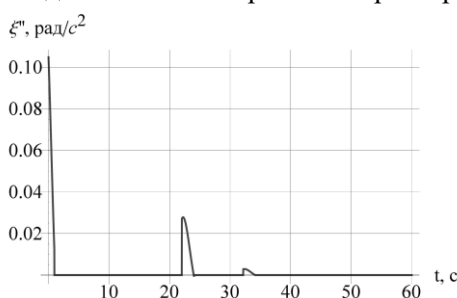


Рис. 4. Графік кутових прискорень набігаючого колеса

Згідно залежностей (1,2) отримаємо значення K_y для ділянки шахтної колії (рис. 5).

На рис. 4-5 показано розраховані значення коефіцієнта запасу стійкості на шляху довжиною 25 м із різними радіусами скруглення, які відповідають реальним умовам шахтної виробки. Слід зазначити, що залежність на рис. 5 є ідеалізованою і не описує осциляції при русі всередині самої кривої. За мету було отримати

значення коефіцієнта стійкості в загальному випадку.

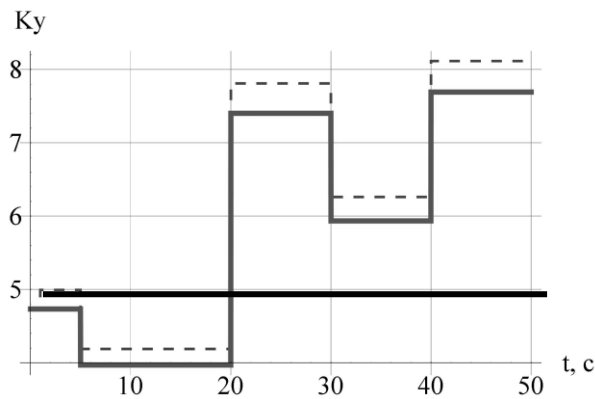


Рис. 5. Значення коефіцієнту запасу стійкості у кривих малого радіусу:
 — жорстке кріплення; - - - рухомо встановлене колесо

Особливий інтерес представляє діапазон 5-20 с, на якому коефіцієнт запасу стійкості для вагонетки традиційної конструкції лежить поза межами безпечної експлуатації ($K_y < 5$). Конструкція із рухомо встановленим колесом, як видно із наведеного графіку, збільшує показник.

Отже, додаткова кінематична кутова рухливість колеса дозволяє підвищити ступінь безпеки при в'їзді на ділянку колії з іншою кривизною та при русі по ній в середньому на 15%.

Локальні тимчасові стрибки коефіцієнта пояснюються кутовою інерцією колеса при довертанні до центру кривої. Порівняно з традиційною конструкцією, де величина коефіцієнта може зменшуватись при переході до меншого радіусу скруглення, рухливе колесо самостійно пристосовується до нових експлуатаційних умов.

Подальші дослідження динаміки будуть спрямовані на визначення раціональних параметрів пружно-дисипативного зв'язку ходової частини, фактору зносу колеса нової конструкції.

Висновки. Проаналізувавши умови експлуатації шахтних вагонеток визначено шляхи підвищення безпеки їх експлуатації додаванням кінематичної рухливості ланкам ходової частини. Для вивчення динамічної поведінки транспортного засобу побудовано математичну модель руху вагонетки із рухливо встановленим колесом у взаємодії із рейковим шляхом, отримано значення кутових коливань набігаючого колеса, його кутових прискорень та значення коефіцієнта запасу стійкості. Визначено, що додаткова рухливість колеса у запропонованій конструкції підвищує коефіцієнт запасу стійкості по вповзанню на рейку на 15%.

Список літератури

1. **Пейсахович Г.Я.** Опыт эксплуатации и ремонта шахтных вагонеток (Обзор) [Текст] / Г. Я. Пейсахович. – М.: ЦНИИУголь, 1970. – 43 с.
2. **Процив В.В.** Реализация силы тяги шахтным локомотивом на кривой и выбор параметров системы подвешивания ходовой части: Дис. канд. наук: спец. 05.05.06 «Горные машины» / В.В. Процив. – Д., 1990. – 204 с.
3. **Следь Н.Н.** Устройства для постановки шахтного подвижного состава на рельсы / Н.Н. Лужнов, А.Е. Кондратьев, И.И. Молчанов, З.М. Мизинец, Л.А. Степанова, О.В. Боев // Донецк, ДонГТУ, 1998. – 116 с.
4. Математическое моделирование колебаний рельсовый транспортных средств / **В.Ф. Ушкалов, Л.М. Резников, В.С. Иккол и др.**; Под ред. В.Ф. Ушкалова. – Киев: Наук. думка, 1989. – 240 с.
5. Патент № 59886 Україна, В61F 5/38. Шахтний візок / **К.А. Зіборов, Г.К. Ванжа, В.Т. Костырко, С.О. Федоряченко** (Україна); Опубл. 10.06.2011, бюл. № 11 // Промислова власність, 2003. – №4.
6. **Зіборов К.А.** До питання підвищення надійності опорних вузлів шахтних вагонеток / **К.А. Зіборов, Г.К. Ванжа, С.О. Федоряченко** // Гірнична електромеханіка та автоматика, 2011р. – №87. – С.124-127.
7. **Зіборов К.А.** Динамическая модель шахтной вагонетки с дополнительной кинематической подвижностью ходовой части [Текст] / **К.А. Зіборов, Г.К. Ванжа, С.А. Федоряченко** // Матеріали міжнародної конференції «Современное машиностроение. Наука и образование». – Санкт-Петербург. – СПб.: Политехн. Ун-т, 2012.
8. **Деркач П.М.** Экспериментальные исследования нагрузок на кронштейны колесных пар амортизированной вагонетки ВГ-2,5-900 [Текст] / **П.М. Деркач, В.В. Говоруха, А.Н. Выскребец, Н.К. Шкурко** // Динамика и прочность горных машин, 1975. – Вып.3. – С. 69–72.
9. **Коган А.Я.** Оценка достаточного условия устойчивости колеса на рельсе с учетом вероятностного характера влияющих на нее факторов [Текст] / **А.Я. Коган, Е.А. Черняков** // Вестник ВНИИЖТ. –2008р. – №2. – С. 36-41
10. **Вериго М.Ф.** Динамика вагонов. Конспект лекций / **М.Ф. Вериго, А.Я. Коган**; под. ред. **М.Ф. Вериго**. – М.: Транспорт, 1986. – 559 с.

Рукопис подано до редакції 16.04.12

УДК 656.022.2

А.В. ВЕСНІН, канд. техн. наук, доц., О.Д. ПОЧУЖЕВСЬКИЙ, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

М.Є. КРИСТОПЧУК, канд. техн. наук, доц., Національний університет «Львівська політехніка»

АНАЛІЗ МОДЕЛЕЙ ТРАНСПОРТНОЇ РУХЛИВОСТІ НАСЕЛЕННЯ

Наведено аналіз моделей транспортної рухливості населення, що використовуються при визначенні обсягів перевезень пасажирів громадським транспортом та дозволяють враховувати багатofакторність процесу формування транспортних зв'язків.

Вступ. На даний час мають місце два напрямки організації послуг пасажирського транспорту: з одного боку - робота транспорту приводиться у відповідність до попиту на його послуги, а з другого формується попит на перевезення в залежності від можливостей транспортної системи. Дослідження закономірностей формування ринку автотранспортних послуг базуються на дослідженнях процесів розселення та просторової самоорганізації населення, визначенні щільності транспортних зв'язків, вузлів зародження та погашення пасажиропотоків. При моделюванні транспортної системи пасажирського сполучення слід використовувати підхід, який ґрунтується на вивченні закономірностей взаємодії населення, виробництва з транспортними потоками. Основним тут є встановлення виду зворотного зв'язку розміщених у просторі об'єктів на рухомість у транспортному обслуговуванні: плануванні мережі, її потужності (пропускна і провізна здатність, швидкість руху, надійність і регулярність сполучення, комфортність і безпека транспортування), вивчення закономірностей розселення та просторової самоорганізації населення.

Аналіз останніх досліджень. У теорії пасажирських перевезень, на відміну від економічної географії, закономірності розселення населення визначають через реалізовані ним переміщення. У відповідності до постановки задачі аналізу розселення будуть виступати відстань переміщення l або затрати часу на переміщення t відносно тих чи інших центрів транспортного тяжіння.

Відомі моделі [1], для яких в зоні розселення i , загальна кількість зародження переміщень населення певної групи рівна A_i (рис. 1). Дану величину називають ємністю зони i по відправленнях. Аналогічно кількість переміщень, які закінчуються в зоні j називають ємністю по прибуттю (нею може бути будь-який центр тяжіння, або зона).

Прийнявши за центр побудови деякий центр тяжіння j , що знаходиться в i -й зоні, проводяться побудови відносно нього ізохрони t , або ізодинстанти l .

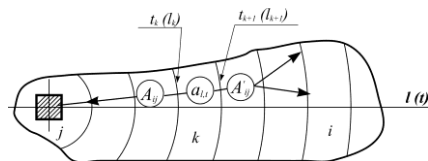


Рис. 1. Модель визначення щільності транспортних зв'язків

Нехай всередині зони з центром l , обмеженої деякою ізохроною t_k , або ізодинстантою l_k , зароджується $A_i(l, t)$ переміщень, а всередині елементарної територіальної одиниці площею dF , обмеженої ізохронами t_k та t_{k+1} або ізодинстантами l_k та l_{k+1} - відповідно $a_{i,t}$. Відношення $d_F = a_{i,t}/dF$ - представляє собою щільність транспортних зв'язків, або щільність розселення; $a_{i,t}(l, t)$ та $A_i(l, t)$ - відповідно диференціальний та інтегральний закони розселення, між якими існує зв'язок у вигляді $A_i(l, t) = \int_0^{l,t} a_{i,t} [1]$.

Різними авторами запропоновано ряд емпіричних та теоретичних залежностей $d_F = (l, t)$. Зокрема, Г.А. Гольц [2], запропонував нормально-імовірнісну функцію розселення міського населення, з врахуванням багатofакторного характеру формування зв'язків з центрами тяжіння

$$d_F = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-l^2/(2\sigma^2)}, \quad (1)$$

де σ - параметр закону розподілу, визначений в функції прийнятої граничної тяжкості сполучення за „правилом трьох сигм”.

Широкого розповсюдження також набула експоненціальна модель розселення [1,3]

$$d_F = ae^{-bl}, \quad (2)$$

де a - поверхнева щільність населення в центрі тяжіння; b - степінь експоненціального зменшення щільності розселення із збільшенням відстані до центра тяжіння.

Авторами [4] запропоновано багатофакторні моделі, що добре описують зв'язок між транспортною рухливістю і конкретними факторами. Вказані моделі мають вигляд

трудоі переміщення у межах господарства:

$$TP_{\partial} = -155,318 + 0,034N_x - 0,078S_x - 0,0978n + 10,365H + 267,262l_{cp} + 178,118W + 341,188C, \quad (3)$$

трудоі переміщення у межах району:

$$TP_{\partial} = -2063,092 + 898,351\tilde{A} - 0,021S_p + 2,168n + 57,731H + 18518,648\frac{1}{N} + 6,238N_{\partial} - 20,830P_c + 0,371N_p + 4445,027\frac{1}{l_{cp}} + 1220,057d - 988,020K + 4771,672C, \quad (4)$$

де \tilde{A} - питома вага містотвірної групи населення в центрі району, %; S_p - площа території району, км²; n - середня чисельність населених пунктів, чол.; H - щільність населених пунктів, од./100 км²; N - чисельність населення в районі (без центра району), тис. чол.; - загальна чисельність населення в районі, тис. чол.; P_c - щільність сільського населення, чол./км²; N_p - чисельність населення районного центру, тис. чол.; l_{cp} - середня відстань пересування від центру господарства до центра району, км; d - щільність автомобільних доріг, км/км²; k - коефіцієнт відношення загальної площі до площі ріллі, км²/км²; \tilde{N} - соціальний індекс; N_x - чисельність містотвірної групи населення господарства, чол.; S_x - площа господарства, га; W - коефіцієнт відношення загальної площі до площі сільгоспугідь, км²/км².

культурно-побутові переміщення у межах господарства

$$\tilde{I}_{\partial\partial} = 365,000 + 0,151N_x - 0,985n + 1,224H - 15,129l_{cp} + 2,519A - 19,290C, \quad (5)$$

культурно-побутові переміщення у межах району

$$\tilde{I}_{\partial\partial} = -4201,918 + 11,723N_c + 4,918n - 1,6343S_p - 29478,414\frac{1}{l_{cp}} + 836,027\frac{1}{d} + 1576,284M + 15099,320P - 3,302A + 23,917K_{\partial} + 124,701H + 60,366\frac{1}{C}. \quad (6)$$

де N_c - чисельність сільського населення району, тис. чол.; n - середня чисельність населених пунктів, чол.; S_p - площа території району, км²; l_{cp} - середня відстань від центру господарства до центра району, км; d - щільність автодоріг, км/км²; M - щільність маршрутної мережі громадського транспорту, км/км²; P - щільність транспортних засобів громадського транспорту на мережі, од./км мережі; A - рівень моторизації, транспортних засобів/1000 жителів; K_{∂} - рівень забезпеченості сільського населення установами культурно-побутового призначення, %; H - щільність населених пунктів, од./100 км²; C - соціальний індекс; N_x - чисельність містотвірної групи населення господарства, чол.

Моделі (3)-(6) узгоджуються з експериментальними даними [4], що підтверджує перевірка за F -критерієм, а коефіцієнти кореляції моделей прагнуть до одиниці, що говорить про тісний зв'язок досліджуваних показників.

Методика досліджень. Обсяг перевезень вимірюється числом планових або фактично перевезених пасажирів. Вихідною інформацією є транспортна рухомість населення. Вона може бути визначена для країни, області або міста як сумарне число поїздок населення протягом року, віднесене до всієї чисельності проживаючих у них жителів. Переміщення людей пов'язані з їх життєдіяльністю. У конкретних соціально-історичних та економічних обставинах потреба в переміщеннях визначає рівень розвитку продуктивних сил, суспільного виробництва, соціальна структура суспільства. Інтенсивність переміщень кількісно виражається показником рухомості населення. Розрізняють поняття потенційної, реалізованої, абсолютної, загальної, пішохідної та транспортної рухомості. У загальному випадку під рухомістю розуміють кількість переміщень, що приходяться на одну людину із розглядуваної групи за той чи інший розрахунковий період часу.

Постановка завдання. Математичні моделі транспортної рухливості населення мають

практичне значення. Основне їх призначення - прогнозування. Визначення на їх основі обсягів транспортної роботи на будь-який період дозволяє у проектах планування вибрати раціональне співвідношення між розселенням і транспортною інфраструктурою, розрахувати необхідну кількість і тип рухомого складу, раціонально скласти маршрутну мережу й оптимально розподілити рухомий склад по мережі.

Закопи розселення є наслідком дії закону просторової самоорганізації населення по затратах часу на переміщення. Вирішальне значення при цьому відіграє трудова діяльність.

Оскільки $a_{i,t} = d_F dF$, де d_F - щільність розподілу переміщень населення та $A_i(l,t) = \int_{l,t} a_{i,t} dt = \int_{l,t} d_F dF$, то закономірності розселення $a_{i,t}(l,t)$ і $A_i(l,t)$ можна розглядати у вигляді залежностей $d_F(l,t)$.

Результати досліджень. Потенційна рухомість, що відповідає вимогам населення на переміщення, визначається у відповідності до біологічних та суспільних потреб, соціально-економічними характеристиками, виробничою необхідністю, культурними потребами. Внаслідок багатofакторності та складності взаємозв'язків визначити потенційну рухомість розрахунковим методом неможливо [1,4].

На основі обстеження маршрутів, одержано дані по відправленню пасажирів з обласного центра до периферії. Відправлення та переміщення пасажирів в приміському сполученні підпорядковуються закономірностям, аналогічним до моделей розселення, тому будемо вважати, що кількість відправлень пасажирів від центра до населених пунктів, розміщених на периферії можна визначити за залежністю

$$\lambda = a_1 e^{-b_1 l}, \tag{7}$$

де a_1 - відправлення пасажирів з центра тяжіння; b_1 - степінь експоненціального зменшення відправлень пасажирів із збільшенням відстані від периферійного населеного пункту до центра тяжіння.

Авторами [5] запропоновано методуку визначення закономірностей розселення в регіоні навколо центра тяжіння (обласний, районний центри) та виконано побудову регулярної моделі для функції щільності населення в залежності від віддаленості відносно центра тяжіння, що в свою чергу дозволяє встановити кількісні показники транспортної рухомості населення в регіоні на основі закономірностей просторової самоорганізації населення.

Задовільні результати при визначенні закономірностей розселення та переміщень населення в приміському сполученні дає використання моделей із степеневими залежностями щільності населення та відправлень пасажирів від відстані l до центра тяжіння. Вказані залежності мають вигляд

$$d_F = A \cdot l^{-B} \tag{8}$$

та

$$\lambda = A_1 \cdot l^{-B_1}. \tag{9}$$

Результати розрахунків щільності населення та відправлень пасажирів залежно від віддаленості населених пунктів від центра тяжіння з використанням експоненціальної моделі представлено на рис. 2, з використанням степеневої функції, рис. 3.

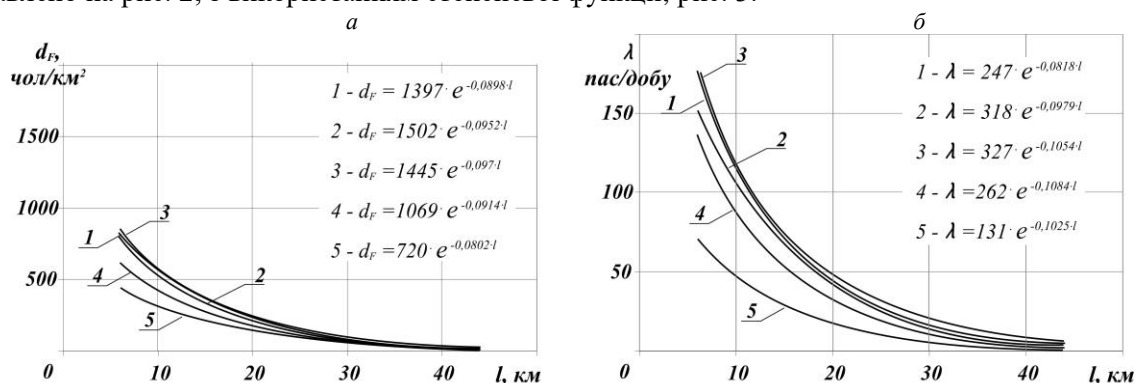


Рис. 2. Побудова закономірностей розселення населення d_F відносно центра тяжіння (обласний центр) а та відправлень пасажирів λ від обласного центра до периферії б на основі експоненціальної моделі

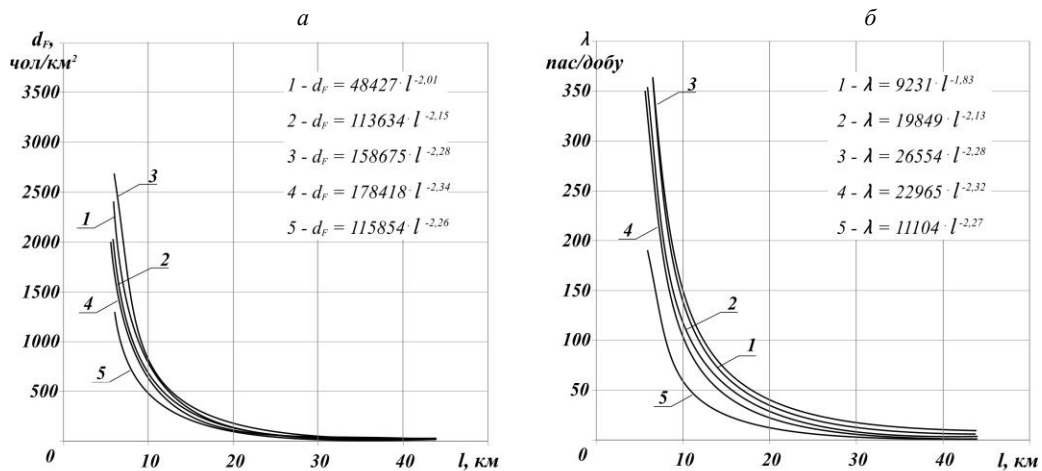


Рис. 3. Побудова закономірностей розселення населення d_F відносно центра тяжіння (обласний центр) *a* та відправлень пасажирів λ від обласного центра до периферії *б* з використанням степеневі функції

Для експоненціальних моделей встановлено відповідні коефіцієнти, які змінюються в межах: $a=720 \div 1502$; $b=0,0802 \div 0,097$; $a_1=131 \div 327$; $b_1=0,0818 \div 0,1084$.

Для моделей з використанням степеневі функції відповідні коефіцієнти змінюються в межах: $A=48427 \div 178418$; $B=2,01 \div 2,34$; $A_1=9231 \div 26554$; $B_1=1,83 \div 2,32$.

Трудові зв'язки дозволяють виділити три зони по відношенню до міст - центрів тяжіння сільських жителів [6]. Перша зона з $R_n < 20$ км характеризується стабільністю зв'язків протягом тривалого періоду. Імовірність існування стабільних зв'язків у цьому разі $p \geq 0,8$. У даному випадку спостерігається сталий процес трудового взаємозв'язку, що практично не піддається впливу випадкових факторів. Як наслідок цього відсутні істотні коливання в пасажиропотоці трудових маятникових мігрантів. У другій зоні ($20 \leq R_n \leq 30$ км) імовірність $p=0,5$, тобто трудові зв'язки не постійні в часі, їх інтенсивність з року в рік істотно змінюється. І, нарешті, периферійна зона ($R > 30$ км) характеризується випадковими, з низькою інтенсивністю трудовими зв'язками.

Доцільність різних цільових переміщень, залежно від їхньої дальності, розцінюється сільським населенням по-різному. Кожне сільське поселення перебуває між багатьма іншими сільськими й міськими поселеннями з індивідуальним набором соціального, культурного й виробничого потенціалу в кількісному і якісному відношеннях. При розвинених дорожній мережі й транспортній системі населення вибирає центр тяжіння з урахуванням обмежень накладених цією транспортною системою, й на основі суб'єктивних міркувань про якість обслуговування. Крім того, діють фактори терміновості досягнення мети й напруженості добового балансу часу. Проте може бути дана і якісна оцінка тенденцій поведінки населення.

На розподіл переміщень міських жителів у сільські населені пункти впливає величина міста, дальність переміщення, мета переміщення, тобто ті ж фактори, що й при переміщенні сільських жителів у міста. Різниця полягає в тому, що радіус поширення переміщень міських жителів значно менше. Тим самим зона інтенсивних і регулярних пересувань у циклі робочого дня охоплює тільки найближчі до міст сільські території з радіусом до 15 км. У вихідні дні за рахунок гостьових поїздок і на відпочинок радіус цієї зони розширюється приблизно в 1,5-2 рази.

Аналіз просторового розподілу переміщень сільського населення показує, що кожний сільський населений пункт має n -мірну просторову орієнтацію, тобто кожна одиниця характеризується одномірним розподілом значень інтенсивності зв'язків P_{ij} : $P_{11}, P_{12}, \dots, P_{1l}, \dots, P_{1k}$, де P_{11} - зв'язки всередині розглянутого поселення або іншої елементарної одиниці сільських територій; $2, \dots, l, \dots, k$ - множина інших одиниць, з якими присутні зв'язки (у тому числі міські поселення).

На основі розподілу зв'язків можна одержати поле розсіювання початкових і кінцевих пунктів переміщень. Оскільки щільність їх розсіювання у відношенні поселень неоднакова, то на їх множині можна виділити територіальні одиниці, що складуть зони обслуговування.

Дослідження закономірностей розселення вказують на значну нерівномірність розподілу населення по території регіону. Тому доцільно провести поділ території на більш однорідні у

функціональному відношення райони.

Висновки. Результати досліджень можуть бути складовою частиною комплексних досліджень закономірностей визначення щільності транспортних зв'язків, вузлів зародження та погашення пасажиропотоків для побудови найбільш математичних моделей ефективного функціонування транспортних систем пасажирського сполучення

Список літератури

1. Ефремов И.С., Кобозев В.М., Юдин В.А. Теория городских пассажирских перевозок / И.С. Ефремов, В.М. Кобозев, В.А. Юдин. - М: Высшая школа, 1980. - 534 с.
2. Михайлов А.С. Управление рынком перемещений городского населения – Алматы: НИЦ Гылым, 2003. – 237 с.
3. Организация городских автобусных перевозок / М.Е. Антошвили, С.Ю. Либерман, И.В. Спири. – М.: Транспорт, 1985. – 102 с.
4. Пассажи́рские автомоби́льные перевозки : В.А. Гудков, Л.Б. Миротин, А.В. Вельможин. М.: Горячая линия – телеком, 2006. - 448 с.
5. Доля В.К., Грицюк П.М., Кристо́чук М.С. Дослідження транспортної мережі регіону методом побудови функції щільності населення / В.К. Доля, П.М. Грицюк, .Є. Кристо́чук// Коммунальное хозяйство городов. Научно-техн. сб. – Вып. 69 Серия „Технические науки и архитектура” Киев: „Техніка”, 2006. – С. 205-211.
6. Кристо́чук, М.С. Ефективність пасажирської транспортної системи приміського сполучення [Текст] : дис. ... канд. техн. наук / М.Є. Кристо́чук. – Харків: ХНАМГ, 2009. – 214 с.
Рукопис подано до редакції 22.02.12

УДК 621.9.06-585

А.С. АРАЛКІН, канд. техн. наук, доц., І.О. ДЕХТЯРЕНКО інженер
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

НАУКОВО-ТЕХНОЛОГІЧНЕ ОБГРУНТУВАННЯ ТА МОДЕРНІЗАЦІЯ КОНСТРУКЦІЇ ПРИВОДУ ГОЛОВНОГО РУХУ ВЕРСТАТА МОД. 675П

Виконано 3D - моделювання фрезерної операції технологічного процесу виготовлення деталі «Палець», отримано математичну модель об'єму стружкоутворення, визначено закон зміни швидкості різання та модернізовану конструкцію приводу головного руху універсального фрезерного верстата, що дозволить реалізувати цей закон.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Автоматизація виробничих процесів на сучасних підприємствах вимагає більш широкого впровадження автоматизованого технологічного обладнання. Одночасно, економічне становище на багатьох заводах не дає можливості оснащення виробництва новими сучасними верстатами. Актуальним питанням в таких умовах стає оновлення, ремонт та модернізація існуючих верстатів з урахуванням особливостей конструкції оброблюваної деталі та нових вимог стратегії технологічного процесу їх обробки. В основу такої стратегії покладено принцип постійності продуктивності обсягу стружкоутворення під час механічної обробки заготовки деталі.

Аналіз досліджень та публікацій. У загальноприйнятому аспекті під модернізацією (оновленням) металообробних верстатів, які знаходяться в експлуатації тривалий час, розуміють підвищення ефективності їх використання. Її проводять за напрямками: поліпшення технічних характеристик верстата, розширення або зміна його технологічних можливостей, автоматизацію обладнання та скорочення холостих рухів, підвищення довговічності та надійності верстата, підвищення його точності, спеціалізація тощо [1]. Модернізацію верстата доцільно проводити одночасно за кількома напрямками за умови, що витрати окупляться протягом 2-3 років, а продуктивність верстата підвищиться на 20-30 % і від буде використовуватися не менше п'яти років [2].

Відомі напрямки модернізації верстатів не враховують конструктивні особливості оброблюваної деталі, технологічні вимоги до її оброблених поверхонь. Існує досвід ВАТ КрТЗ «Констар» розробки та впровадження у виробництво п'яти координатних верстатів нової конструкції ф. «COVOSVIT» (Чехія), які спеціально розроблені для виготовлення турбінних моноколів. Але економічне становище багатьох машинобудівних виробництв не дозволяє їм поширювати парк своїх верстатів за рахунок придбання нового сучасного обладнання. Реально доступним шляхом інтенсифікації машинобудівного виробництва є модернізація існуючого верстатного парку.

Мета роботи - на основі аналізу особливостей технологічного процесу виготовлення конкретної деталі визначити закон зміни режимів різання та виконати відповідну модернізацію приводу головного руху верстата, що буде його забезпечувати під час виконання відповідної операції.

Задачі роботи - розробити та проаналізувати послідовність технологічних переходів під час обробки деталі; для відповідної окремо взятої операції технологічного процесу її виготовлення розрахувати режими різання; визначити закон зміни об'єму стружкоутворення за проходами; розробити співвідношення для визначення раціональної щосекундної швидкості різання, що забезпечить постійний об'єм стружкоутворення; визначити закон зміни швидкості різання; виконати модернізацію приводу головного руху, що дозволить реалізувати цей закон.

Викладення матеріалу і результати. У роботі розглянуто питання модернізації універсального фрезерного верстата мод. 675П в для оптимізації технологічного процесу обробки деталі «Палець» (рис. 1)

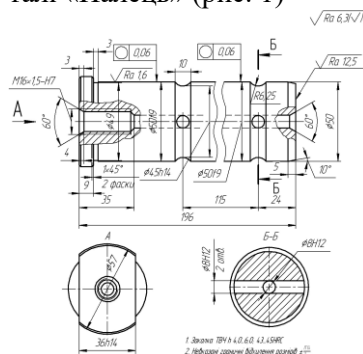


Рис. 1. Деталь «Палець»

Цю деталь виготовляють зі Сталі 45Х ГОСТ 4543-71. Вона входить у склад силового вузла, який працює на згин та зрізання. Маршрут її обробки: фрезерно-центрувальна операція; токарна (чорнова); токарна (півчистова, чистова); фрезерна (лиски); свердлильна; гартування ТВЧ; круглошліфувальна.

Фрезерну операцію виконують на широко-універсальному фрезерному верстаті мод. 675П трьохсторонньою дисковою фрезою зі швидкоріжучої сталі за три проходи в два установи.

Таблиця 1

Послідовність переходів при обробці поверхнь

Номер поверхні, розмір	Найменування переходу	Шорсткість, Ra	Точність IT	Допуск, мкм	Припуск, мм	Міжопераційний розмір
4, Ø50f9mm Ra1,6	Заготовка	50	17	1,2	4	Ø55-1,2
	Точіння чорнове	12,5	15	0,74	2	Ø52-0,74
	-«- півчистове	6,3	12	0,3	1	Ø51-0,2
	-«- чистове	3,2	10	0,3	0,65	Ø50,65-0,2-
	шліфування	1,6	9	0,02	0,35	Ø50-0,025
3, Ø50f9mm Ra6,3	Заготовка	25	17	1,2	4	Ø55-1,2
	Точіння чорнове	12,5	15	0,74	2	Ø52-0,74
	-«- півчистове	6,3	14	0,25	2	Ø50-0,025
2, Ø50h14, Ra6,3	Заготовка	25	17	1,2	4	Ø55-1,2
	Точіння чорнове	12,5	15	0,74	2	Ø52-0,74
	-«- півчистове	6,3	14	0,25	2	Ø50-0,025
7,8 Ø45h14, Ra6,3	Заготовка	25	17	1,0	5	Ø50-1,0
	Точіння чорнове	12,5	15	0,62	2	Ø48-0,62
	-«- півчистове	6,3	14	0,25	3	Ø45-0,25
5, Ø57h14, Ra 6,3	Заготовка	25	17	1,2	5	Ø62-1,2
	Точіння чорнове	12,5	15	0,74	3	Ø59-0,74
	-«- півчистове	6,3	14	0,46	2	Ø57-0,46
17,18, 36h14, Ra 6,3	Фрезерування лиски	6,3	14	0,62	10,5×2	36-0,62
13, 14, Ø8H12, Ra6,3	Свердління отвору	12,5	14	0,15	1,2	Ø7,8 ^{+0,15}
	Зенкерування отвору	6,3	12	0,02	1,2	Ø8,0 ^{+0,022}
19, M16×1,5 H7	Розсвердлювання отвору	6,3	12	0,02	1,02	Ø14,98 ^{+0,027}
	Нарізання різби	3,2	7	0,02	1,02	M16 ^{+0,027}
1,196, Ra12,5	Заготовка	50	17	1,85	10	203-1,85
	Підрізка торця	12,5	14	1,15	5×2	196-1,15
6,196, Ra6,3	Заготовка	50	17	1,85		203-1,85
	Підрізка торця	12,5	14	1,15		196-1,15

Швидкість різання розраховували за формулою [3]

$$v = \frac{C_v D^q}{T^m t^x S_z^y B^u Z^p} K_v, \quad (1)$$

де D - діаметр фрези, мм; T - період стійкості, год; t - глибина фрезерування, мм; S_z - подача на зуб фрези, мм/зуб; B - ширина фрезерування, мм; z - число зубів фрези; $K_v = K_{mv} K_{nv} K_{lv}$ - загальний поправочний коефіцієнт, який враховує фактичні умови різання, $K_{mv} K_{nv} K_{lv}$ - коефіцієнти, які враховують якість оброблюваного матеріалу, стан поверхні заготовки та матеріал інструмента.

Частоту обертання фрези визначали за формулою

$$n = 1000 v / \pi D. \quad (2)$$

Данні розрахунків наведено у табл. 2

Таблиця 2

Режими різання та розміри за установами на фрезерній операції

Установ	Номер проходу	t , мм	n , об/хв	S_z , мм/зуб	S_c , мм/с	V , мм ³	v , мм/с	Міжопераційний розмір	Шорсткість, Ra
А	1	5	315	0,1	4,2	967,1	62,31	52h14	12,5
	2	4				1327,8		48h14	
	3	1,5	400	0,2	10,6	574,9	79,12	46,5h14	6,3
Б	1	5	315	0,1	4,2	967,1	62,31	41,5h14	12,5
	2	4				1327,8		37,5h14	
	3	1,5	400	0,2	10,6	574,9	79,12	36h14	6,3

Моделювання процесу фрезерування за переходами виконували за допомогою програмного забезпечення КОМПАС 3D (рис. 2)

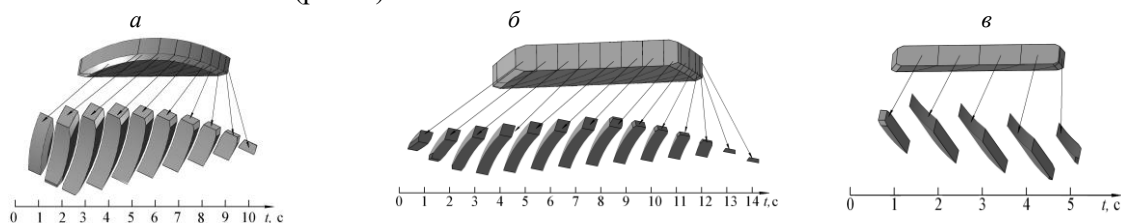


Рис. 2. 3D - моделювання процесу фрезерування лисок деталі «Палець»:

a - I-й прохід фрези, $t=5$ мм, $S=4,2$ мм/с; b - II-й прохід, $t=4$ мм, $S=4,2$ мм/с; c - III-й прохід, $t=1,5$ мм, $S=10,6$ мм/с

За результатами аналізу технологічного процесу фрезерної операції побудовано графічні залежності продуктивності стружкоутворення і швидкості різання, як функції часу обробки (рис. 3)

Отримано математичну модель обсягу стружкоутворення V (мм³/с) (рис. 3а):

при I-ому проході фрези (3)

$$V = -0,007t^6 + 0,277t^5 - 4,338t^4 + 34,83t^3 - 155,4t^2 + 343,5t - 104,4; R^2 = 0,999, \quad (3)$$

при II-ому проході фрези (4)

$$V = 0,004t^6 - 0,103t^5 + 0,543t^4 + 4,167t^3 - 52,59t^2 + 184,7t - 63,87; R^2 = 0,998, \quad (4)$$

при III-ому проході фрези (5)

$$V = -4,733t^4 + 50,50t^3 - 197,3t^2 + 340,1t - 81,18; R^2 = 1. \quad (5)$$

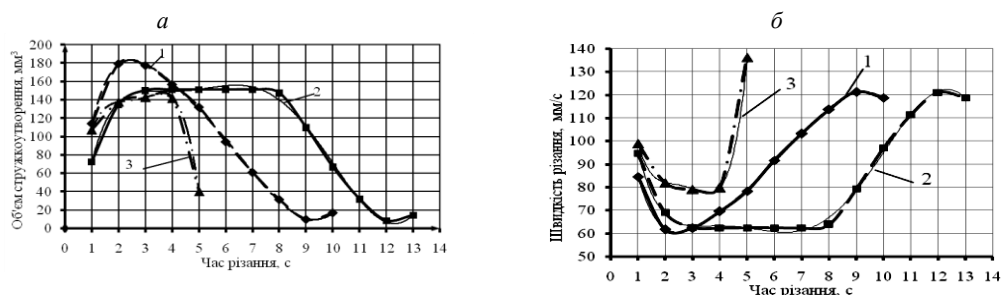


Рис. 3. Оптимізація фрезерної операції тех. процесу обробки деталі «Палець»: a - обсяг стружкоутворення;

b - швидкість різання: 1 - I прохід фрези, $t=5$ мм, $S=4,2$ мм/с; 2 - II прохід фрези, $t=4$ мм, $S=4,2$ мм/с;

3 - III прохід фрези, $t=1,5$ мм, $S=10,6$ мм/с

Для отримання значення оптимальної швидкості різання під час фрезерування на i -тій секунді обробки використовували залежність

$$v_i = 2v_{розр} - \frac{V_{розр}}{V_{max}} V_i, \quad (6)$$

де v_i - оптимальна швидкість різання на i -й секунді обробки, мм/с; V_i - обсяг стружкоутворення на i -й секунді обробки, мм³; V_{max} - найбільший обсяг стружкоутворення під час виконання заданої операції, мм³; $v_{розр}$ - розрахункове раціональне значення швидкості різання для заданого матеріалу.

За результатами математичного аналізу залежностей (3)-(5) отримано математичні моделі оптимальної швидкості фрезерування, що забезпечує постійну продуктивність стружкоутворення v , мм/с, рис. 3б), що описуються залежностями (7)-(9)

при I-му проході фрези (7)

$$v = 0,002t^6 - 0,097t^5 + 1,520t^4 - 12,21t^3 + 54,48t^2 - 120,4t + 161,2; R^2 = 0,999 \quad (7)$$

при II-му проході фрези (8)

$$v = 0,001t^6 - 0,063t^5 + 1,231t^4 - 11,41t^3 + 54,00t^2 - 125,4t + 176,6; R^2 = 0,997 \quad (8)$$

при III-му проході фрези (9)

$$v = 2,617t^4 - 27,92t^3 + 109,1t^2 - 188,0t + 203,1; R^2 = 1 \quad (9)$$

Співвідношення (7)...(9) є законом регулювання, що має забезпечити привід верстата.

Аналіз цих математичних моделей показує, що існуюча конструкція приводу головного руху верстата мод. 675П зі ступінчастим регулюванням, не може забезпечити необхідні режими різання, які, відповідно з новою стратегією механічної обробки мають постійно змінюватися. Ця проблема ускладнюється необхідністю плавного змінення швидкості різання.

Для рішення цієї проблеми розроблено нову конструкцію приводу головного руху названого верстата з плавним електромеханічним регулюванням (рис. 4)

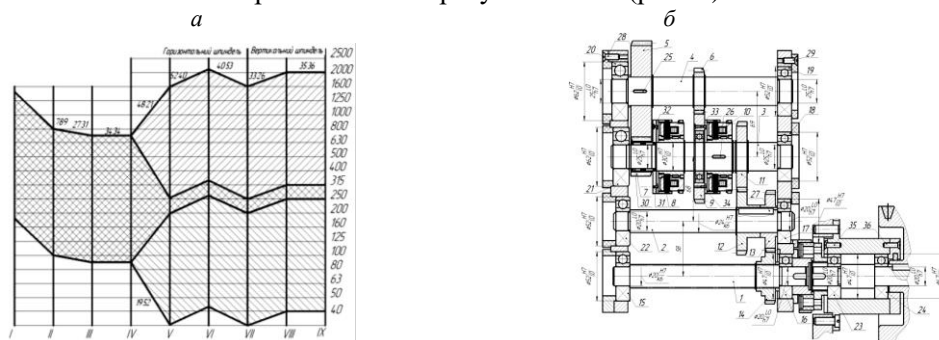


Рис. 4. Модернізація конструкції верстата мод. 675П: а - графік швидкостей верстата; б - модернізована коробка швидкостей

Плавне регулювання швидкості двигуна (1,5 кВт) верстата нової конструкції забезпечує пристрій РЕН2-3,5: Номінальна потужність (з урахуванням живлення приводу подачі) 3,5 кВт, номінальний струм на вході 6,3 А, повна потужність 6 кВА, номінальний струм на виході 7 А, струм навантаження на виході, що допускається 7,7 А, маса (не більше) 8 кг. Пристрій має автоматичне векторне управління з датчиком частоти обертання і автоматичною підтримкою швидкості обертання, оснащений цифровим ПІ-регулятором. Управління здійснюється від АСУТП у промисловому стандарті RS485 за протоколом MODBUS. Включення (відключення) - місцеве від шафи або дистанційне.

Графік швидкостей приводу головного руху (див. рис.4а) передбачає два діапазони регулювання: RI =8 (250...2000 об/хв), RII =8 (40...315 об/хв). Загальний діапазон R=50 (40...2000 об/хв) передбачає діапазон резервування частот 250...315 об/хв. У кожному із вказаних діапазонів, частота обертання може змінюватися плавно, що відповідає поставленим задачам. Переключення діапазонів у приводі головного руху забезпечено фрикційними електромуфтами (див. рис. 4б).

Висновки та напрямок подальших досліджень. Розроблена методика визначення раціональних режимів різання і практичний приклад перебудови універсального верстата для роботи від системи з ЧПК дозволять в умовах малих та великих підприємств впровадити у виробництво нову стратегію механічної обробки і підвищити якість продукції.

Подальші дослідження будуть направлені на практичну перевірку результатів роботи в лабораторних умовах

Список літератури

1. **Проников А.С.** Расчет и конструирование металлорежущих станков. Изд. 2-е.-М.: Высшая шк. 1968. – 431 с.
2. **Гельберг Б.Т., Пекелис Г.Д.** Ремонт промышленного оборудования. Изд. 3-е.-М.: Высшая шк. 1965. – 384 с.
3. Справочник технолога-машиностроителя /Под ред. **Косиловой А.Г. и Мещерякова Р.К.** – М.: Машиностроение, 1985. - Т.2. - 496с.

Рукопис подано до редакції 06.04.12

УДК 622.232

Е.Ю. СТЕПАНЕНКО, аспірант, А.К. СЕМЕНЧЕНКО, д-р техн. наук,
О.Е. ШАБАЕВ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ЗАТРАТ ВРЕМЕНИ НА ОБРАБОТКУ ЗАБОЯ СТРЕЛОВИДНЫМ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫМ ОРГАНОМ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА

Экспериментально получены данные о фактических операциях и затратах времени на их выполнение при реализации технологического цикла обработки забоя стреловидным исполнительным органом проходческого комбайна КПД. Установлены закономерности формирования затрат времени на обработку забоя в реальных условиях эксплуатации комбайна и выполнена оценка их влияния на энергетическую эффективность процесса обработки забоя.

Проблема и ее связь с практическими задачами. Угольная промышленность является основной сырьевой и энергетической базой для всех отраслей народного хозяйства Украины, а каменный уголь - единственным стратегическим энергоносителем, имеющим большие запасы и ресурсы в недрах нашей страны [1]. Обеспечение энергобезопасности Украины и конкурентоспособности ее угольных шахт может быть достигнуто путем роста нагрузок на очистные забои до пяти тысяч и более тонн в сутки. Основным фактором, сдерживающим рост нагрузки на современные добычные комплексы, является отставание в подготовке нового фронта очистных работ, т.е. недостаточно высокие темпы проходки при проведении подготовительных выработок [2]. Поэтому получение экспериментальных данных о фактических операциях и затратах времени на их выполнение при реализации технологического цикла обработки забоя стреловидным исполнительным органом проходческого комбайна (ПК) является актуальной научной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Процесс обработки забоя проходческим комбайном сопровождается высокими динамическими нагрузками в элементах его конструкции. Для получения сведений об особенностях рабочего процесса проходческих комбайнов в настоящее время разработаны и внедряются устройства для непрерывной регистрации его характеристик, например, блок регистрации произошедших событий на комбайне [3]. Такая реализация натурального эксперимента, в отличие от известных методик лабораторного эксперимента [4] и натурального эксперимента с применением специальной измерительной аппаратуры [5], установка которой требует корректировки конструкции машины, позволяет провести эксперимент в реальных условиях эксплуатации в течение достаточно длительного времени, а следовательно получить статистически достоверные данные о фактических операциях и затратах времени на их выполнение при реализации технологического цикла обработки забоя стреловидным исполнительным органом проходческого комбайна без ущерба для нормальной работы участка шахты. В настоящее время такие данные не приведены в публикациях.

Постановка задачи. Получить данные о фактических операциях и затратах времени на их выполнение при реализации технологического цикла обработки забоя стреловидным исполнительным органом проходческого комбайна.

Установить закономерности формирования и влияние на эффективность работы проходческого комбайна затрат времени на обработку забоя в реальных условиях эксплуатации комбайна.

Изложение материала и результаты. Для получения данных о формировании затрат времени на обработку забоя стреловидным исполнительным органом проходческого комбайна были проведены экспериментальные исследования работы комбайна КПД (рис.1) в реальных условиях его использования при прохождении вентиляционного штрека северной коренной

лавы, пласта l_2^1 ОП ш. «Белицкая» ГП «Добропольеуголь».



Рис. 1. Проходческий комбайн КПД

Методикой проведения эксперимента предусматривалась непрерывная длительная регистрация (в период с 18.11.2008 г. по 22.11.2008 г.) усредненного за 1 с тока двигателя привода стреловидного исполнительного органа комбайна КПД при ручном управлении его рабочим процессом. Одновременно осуществлялся хронометраж работы комбайна. Структура забоя была представлена несколькими прослойками различной крепости: песчаник серый, уголь, сланец песчано-глинистый и алевролит аргиллистый. Выработка сечением 13 м^2 крепилась арочной крепью с шагом $0,8 \text{ м}$. Суточный режим работы забоя составлял три рабочие смены по 6 часов и одна ремонтная.

Измерение тока двигателя приводов исполнительного органа проводилось посредством блока регистрации произошедших событий - многоканального анализатора TOPAS1020. За период проведения эксперимента комбайном было пройдено $15,2 \text{ м}^2$ выработки.

В результате проведения эксперимента были получены диаграммы посменного изменения усредненного за 1 с значения тока двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД за пять суток его работы. Фрагмент регистрации тока двигателя приведен на рис. 2.

График построен в относительных единицах, за базу принят номинальный ток двигателя ($I/I_{\text{НОМ}}$).

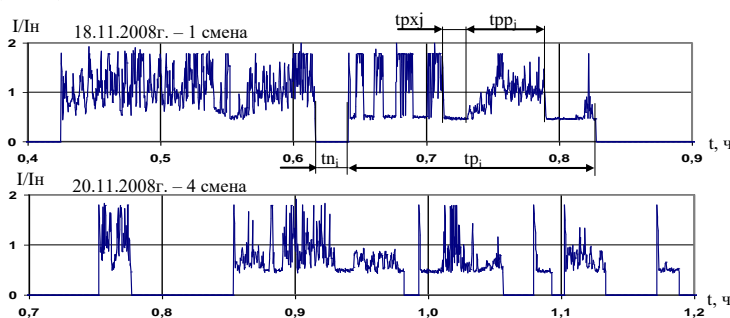


Рис. 2. Фрагмент регистрации тока двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД и длительности характерных участков его работы (пауза tn_i , работа tp_i , работа по разрушению массива tp_xj , холостой ход tp_xj)

На основе анализа полученных диаграмм длительной записи тока установлено, что процесс обработки забоя сопровождается чередованием периодов случайной

длительности работы tp_i (разрушение массива, подчистка почвы, подготовка прямков для крепи и т.д.) и простоя tn_i (крепление забоя, маневрирование, техническое обслуживание комбайна и т.д.) двигателя привода стреловидного исполнительного органа проходческого комбайна КПД.

При этом в дальнейших исследованиях рассматривались только характерные участки диаграмм, связанные с процессом непосредственного разрушения забоя (см. рис. 2). Также установлено, что участки периодов работы двигателя tp_i характеризуются наличием промежутков времени случайной длительности режимов его работы tp_xj и холостого хода tp_xj , чередующихся между собой. Холостой ход объясняется остановками подачи исполнительного органа по причине ручного управления (переключения золотников, человеческий фактор) без остановки работы двигателя.

Для обработки полученных результатов эксперимента была разработана методика обработки, предусматривающая реализацию двух алгоритмов формирования временных интервалов:

чередование периодов работы tp_i и простоев tn_i двигателя привода исполнительного органа в процессе обработки забоя;

чередование режимов работы tp_xj и холостого хода tp_xj двигателя привода исполнительного органа в периоды его работы tp_i .

Первый алгоритм реализует переформирование исходного массива x_i ($i = 0 \dots n$) данных изменения во времени величины относительного тока $I/I_{\text{НОМ}}$ в числовой массив d_i ($i = 0 \dots n$) со значениями $d_i = 0$, если величина $I/I_{\text{НОМ}} = 0$, и $d_i = 1$ в других случаях. После переформирования исходного массива на следующем этапе алгоритма последовательно выделяются попарно периоды работы tp_k и простоя tn_k двигателя в процессе обработки забоя (k - число последовательных интервалов «работа-простой» двигателя)

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{для } i=0..n \\ m_k = (m_k + \Delta t) \text{ если } d_i = 0; \\ tp_k = (tp_k + \Delta t) \text{ если } d_i = 1; \\ k = k + 1 \text{ если } d_i > d_{i+1} \end{array} \right.$$

Второй алгоритм предусматривает предварительный этап усреднения исходных значений x_i ($i = 0..n$) относительного тока $I/I_{\text{ном}}$ для исключения возможных мгновенных скачков кривой его изменения во времени до значения холостого тока tx и ошибочного выделения дополнительных режимов работы двигателя

$$d_i = \sum_{j=i-1}^{i+1} x_j / 3.$$

После усреднения исходного массива на следующем этапе алгоритма последовательно выделяются попарно временные интервалы работы двигателя в режимах разрушения забоя tpi_1 и холостого хода tpx_1 (1 - число последовательных интервалов «рабочий режим - холостой ход» двигателя)

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{для } i=0..n \\ tpi_1 = (tpi_1 + \Delta t) \text{ если } d_i > tx; \\ tpx_1 = (tpx_1 + \Delta t) \text{ если } d_i \leq tx; \\ l = l + 1 \text{ если } (d_i < tx) \cup (d_{i+1} \geq tx). \end{array} \right.$$

По результатам обработки исходного массива данных изменения во времени величины относительного тока $I/I_{\text{ном}}$ на основе разработанных алгоритмов формирования временных интервалов были составлены таблицы длительностей периодов работы tp_i и простоев tn_i , а также режимов работы tpi_j и холостого хода tpx_j двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД в периоды его работы tp_i .

Для установления закономерностей формирования затрат времени в процессе обработки забоя выполнена статистическая обработка данных полученных таблиц.

Величины математического ожидания и среднеквадратического отклонения длительностей работы двигателя привода исполнительного органа составляют $\tilde{M}(tp) = 4,1$ мин и $\tilde{\sigma}(tp) = 4,2$ мин. соответственно, а длительностей простоев двигателя - $\tilde{M}(tn) = 1,0$ мин и $\tilde{\sigma}(tn) = 0,9$ мин. соответственно. На основе сравнения полученных значений выдвинута гипотеза об экспоненциальном характере распределения длительностей работы tp_i и простоя tn_i комбайна в процессе обработки забоя, для подтверждения которой использовался критерий согласия К. Пирсона (критерий χ^2). По полученным значениям χ^2 были найдены вероятности α правдоподобности выдвинутой гипотезы, величины которых составили $\alpha(tp) = 0,112$ для длительностей работы и $\alpha(tn) = 0,096$ для длительностей простоя комбайна в процессе обработки забоя.

Таким образом, на основе статистической обработки экспериментальных данных длительностей работы tp_i и простоя tn_i двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД, установлено, что распределения длительностей периодов работы и простоя двигателя не противоречат экспоненциальному закону (рис. 3) с высоким уровнем значимости $\alpha > 0,05$.

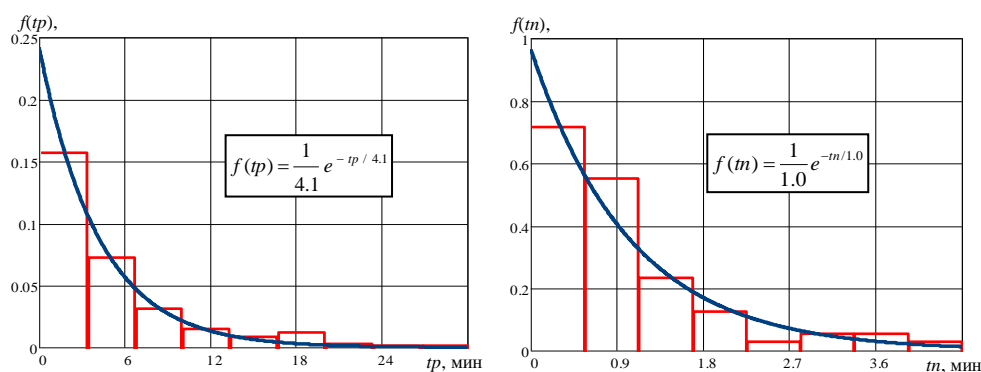


Рис. 3. Гистограммы и функции плотности вероятности длительностей работы tn_i и простоев tp_i двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД

Для величины математического ожидания длительности работы двигателя $M(tp)=4,1$ мин доверительный интервал (2,5; 8,6) мин. с доверительной вероятностью $\gamma=0,9$. Для величины математического ожидания длительности простоя двигателя $M(tn)=1,0$ мин. доверительный интервал (0,6; 2,1) мин с доверительной вероятностью $\gamma=0,9$.

В процессе установления закономерностей изменения длительностей режимов работы t_{pp} и холостого хода t_{px} двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна КПД ни одна из выдвинутых гипотез о подчинении их распределения определенному закону не была подтверждена с высоким уровнем значимости. Установлено, что несмещенные оценки математического ожидания и среднеквадратического отклонения составляют $\tilde{M}(t_{pp})=0,49$ мин. и $\tilde{\sigma}(t_{pp})=0,92$ мин. для длительности режима работы и $\tilde{M}(t_{px})=0,18$ мин. и $\tilde{\sigma}(t_{px})=0,25$ мин. для длительности режима холостого хода двигателя.

Для оценки влияния наличия режимов холостого хода двигателя, доля которых составляет 35% от математического ожидания времени режимов его работы, на энергетическую эффективность процесса обработки забоя, необходимо определить величины удельных энергозатрат разрушения w , рассчитываемые по формулам

$$w_1 = \frac{A_1}{V}; \quad w_2 = \frac{A_2}{V},$$

где w_1, w_2 - удельные энергозатраты разрушения забоя при наличии режимов холостого хода двигателя и при их исключении соответственно; A_1, A_2 - работа, требуемая для разрушения объема породы V при наличии режимов холостого хода двигателя и при их исключении соответственно

$$A_1 = k(I_{pp}t_{pp} + I_{px}t_{px}); \quad A_2 = kI_{pp}t_{pp},$$

где k - коэффициент пропорциональной зависимости величины мощности двигателя от величины его относительного тока ($I/I_{ном}$); I_{pp}, I_{px} - математические ожидания относительных токов ($I/I_{ном}$) двигателя в режимах его работы и холостого хода соответственно, значения которых по результатам обработки экспериментальных данных составляют $I_{pp}=103\%$ и $I_{px}=55\%$; t_{pp}, t_{px} - математические ожидания длительностей режимов работы и холостого хода двигателя в относительных единицах соответственно, значения которых равны $t_{pp}=0,73$ ед. и $t_{px}=0,27$ ед.

Таким образом, в результате математических преобразований вышеприведенных выражений с подстановкой значений составляющих их переменных, величина отношения удельных энергозатрат разрушения забоя при наличии режимов холостого хода двигателя к удельным энергозатратам разрушения при их исключении определится как

$$\frac{w_1}{w_2} = 1 + \frac{I_{px}t_{px}}{I_{pp}t_{pp}} = 1,2.$$

Следовательно, наличие режимов холостого хода двигателя привода исполнительного органа проходческого комбайна, обусловленных ручным управлением, снижает энергетическую эффективность процесса разрушения забоя на 20 %, что весьма существенно для горных машин и требует разработки мехатронных систем подачи их исполнительных органов с компьютерным управлением перемещениями режущих головок в пространстве обрабатываемого забоя.

Выводы и направление дальнейших исследований. Экспериментально установлено, что при ручном управлении рабочий процесс проходческого комбайна сопровождается чередованием периодов случайной длительности работы и простоя двигателя привода его исполнительного органа, распределения которых не противоречат экспоненциальному закону с высоким уровнем значимости $\alpha > 0,05$, а оценки их математических ожиданий с доверительной вероятностью $\gamma = 0,9$ составляют 4,1 мин и 1,0 мин соответственно. Также установлено, что периоды работы двигателя привода исполнительного органа по разрушению массива характеризуются наличием режимов случайной длительности его работы и холостого хода, обусловленного ручным управлением, несмещенные оценки математических ожиданий которых равны 0,49 мин и 0,18 мин соответственно. Разработана методика обработки экспериментальных данных записи тока, позволяющая сформировать последовательности временных интервалов чередования периодов работы и простоя двигателя, а также режимов его работы и холостого хода за весь период проведения эксперимента. Установлено, что наличие режимов холостого хода снижает энергетическую эффективность процесса разрушения забоя на 20 %.

Список литературы

1. Бабиюк Г.В., Смекалин Е.С., Ходыревский Г.В. Оценка эффективности горнопроходческих работ / Г.В. Бабиюк, Е.С. Смекалин, Г.В. Ходыревский // Уголь Украины, 2001. - №5. - С. 6-9.
2. А.Г. Лаптев. Перспективы развития горной промышленности на базе технического перевооружения шахт / Лаптев А.Г. // Уголь Украины, 2002. - № 2-3. - С. 10-14.
3. Кудлай Р.А., Мезников А.В., Стадник Н.И. Блок регистрации произошедших событий на проходческом комбайне / Р.А. Кудлай, А.В. Мезников, Н.И. Стадник. // Решение научно-технических проблем при создании и внедрении современного горно-шахтного оборудования. - Донецк, 2008. - С. 647-660.
4. Влияние кинематических изменений заднего и переднего улов поворотного реза на формирование усилия подачи / Д.А. Семенченко // Наукові праці ДонДТУ. Сер. Гірничо-електромеханічна. - Донецьк, 2001. - Вип. 27. - С. 340-344.
5. Мизин В.А. Экспериментальные исследования нагруженности системы подвески исполнительного органа проходческого комбайна КПД / В.А. Мизин // Наукові праці ДонНТУ. Сер. Гірничо-електромеханічна. - Донецьк, 2006. - Вип. 113. - С. 192-198.

Рукопись поступила в редакцию

УДК 622.281.283

В.А. ТРЕГУБОВ, д-р техн. наук, проф., О.В. ЗАМЫЦКИЙ, д-р техн. наук, доцент,
А.Ю. КРИВЕНКО, канд техн. наук, доц., Криворожский национальный университет

ВЫБОР ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАДИАЛЬНО-КРУГОВОГО СОПЛА НАБРЫЗГБЕТОННОЙ МАШИНЫ

Получены зависимости позволяющие определить рациональные геометрические параметры радиально-кругового соплового аппарата набрызгбетонной машины.

Существенной мерой повышения механизации и снижения доли ручного труда при проведении горных работ является применение радиально-кругового сопла набрызгбетонной машины предназначенного для крепления восстающих выработок [1].

Основные процессы, протекающие в таком сопле, достаточно полно исследованы в работах [2,3], в тоже время в настоящее время, недостаточно изучен вопрос выбора рациональных геометрических параметров данного устройства, что и является целью данной работы.

Радиально-круговое сопло (рис. 1), имеет расширяющийся проточный канал сложной пространственной конфигурации. Для удобства последующего анализа этот канал заменим эквивалентной схемой в виде прямолинейного диффузора (рис. 2).

Известно, что для обеспечения плавного расширения потока без полного по всей длине отрыва его от стенок канала диффузора с образованием зон застоя необходимо выполнение условия $\alpha \leq 20^\circ$, где α - боковой угол диффузора [4], невыполнение этого условия приводит к резкому возрастанию аэродинамического сопротивления устройства.

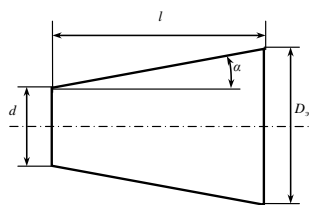


Рис. 1. Схема проточного канала радиально-кругового сопла

В соответствии с этим требованием и должна выбираться геометрия проточного канала сопла.

Проточный канал радиально-кругового сопла (см. рис. 1) имеет два характерных участка: поворотный, плавно изменяющий движение потока с вертикального на горизонтальный и плоско-прямолинейный, направляющий поток на стенку восстающей выработки.

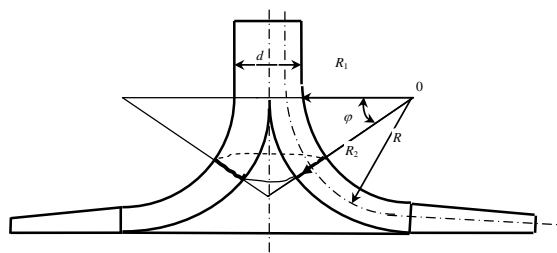


Рис. 2. Эквивалентная схема замещения проточного канала радиально-кругового сопла

На поворотном участке сечение канала ортогональное вектору потока равно боковой поверхности усеченного конуса и находится согласно выражению:

$$S = \pi h (2R(1 - \cos \varphi) + h), \quad (1)$$

где R - средний радиус поворота; φ - полярный

угол радиус вектора; h - высота канала.

Для бокового угла конусности диффузора α эквивалентного поворотному участку канала имеем

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{D_3 - d}{2l}, \quad (2)$$

где d - входной диаметр сопла, D_3 - выходной диаметр эквивалентного диффузора, l - длина участка канала.

Расчет эквивалентного диаметра проводится по формуле

$$D_{\text{экв.}}(\varphi) = 2\sqrt{S/\pi}. \quad (3)$$

Подставляя (2) в (3) и приняв, что высота поворотного участка канала сопла, которая на входе составляет $h=d/2$, является линейной функцией полярного угла вида $h=d/2(1+K\varphi)$ из (1) получим следующее выражение для эквивалентного выходного диаметра диффузора

$$D_{\text{экв.}} = 2\sqrt{\frac{d}{2(1+K\varphi)} \left(2R(1-\cos\varphi) + \frac{d}{2(1+K\varphi)} \right)}, \quad (4)$$

где K - коэффициент, учитывающий сужение канала.

Теперь учитывая, что длина поворотного участка составляет $l=R\varphi$, найдем согласно (2) формулу для бокового угла эквивалентного диффузора

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\sqrt{\frac{d}{2(1+K\varphi)} \left(2R(1-\cos\varphi) + \frac{d}{2(1+K\varphi)} \right)} - 0,5d}{2R\varphi}. \quad (5)$$

Функциональная зависимость угла α от радиуса R и коэффициента K согласно полученным формулам исследовались численным методом. При этом, руководствуясь конструктивной и технологической целесообразностью, принимались следующие интервалы варьирования параметров: $R=40-80$ мм и $K=0-0,16$. Условие $K \leq 0,16$ ограничивает минимальную высоту канала на уровне $h=20$ мм, что исключает возможность заклинивания частиц набрызгбетонной смеси.

Как следует из табл. 1, содержащей выборочные результаты численного анализа и рис. 3, угол диффузора нелинейно возрастает и достигает максимума к концу поворотного участка проточного канала сопла.

Таблица 1

Зависимость бокового угла диффузора α от полярного угла φ

$R \cdot 10^2$ м K	$R=4$ $K=0$	$R=4$ $K=0,16$	$R=6$ $K=0$	$R=6$ $K=0,16$	$R=8$ $K=0$	$R=8$ $K=0,16$
φ , град						
15	7	3	8	4	7	4
30	13	8	13	9	12	10
45	18	12	17	13	16	13
60	21	16	19	16	18	15
75	22	17	20	16,5	18,5	15,5
90	23	17,5	20,5	17	19	16

С увеличением радиуса закругления R и коэффициента сужения K максимально значение угла α снижается и в пределах варьирования параметров вполне укладывается в ограничение $\alpha \leq 20^\circ$.

В соответствии с отмеченным для оценки степени расширения поворотного участка канала сопла достаточно анализа при условии $\varphi=90^\circ$. С учетом этого условия решение формулы (5) относительно среднего радиуса поворота канала дает

$$R = \frac{d}{1 + K \frac{\pi}{4}} \frac{1 - \operatorname{tg} \alpha \frac{\pi}{4}}{(\operatorname{tg} \alpha \frac{\pi}{4})^2}. \quad (6)$$

Приняв для упрощения конструкции высоту канала сопла постоянной и подставив в формулу (5) $K=0$ получим

$$\operatorname{tg} \alpha = 2 \frac{\sqrt{h(2R+h)} - h}{\pi R}. \quad (7)$$

Введя коэффициент $\varepsilon=R/h$ характеризующий соотношение между средним радиусом поворота канала и его высотой приведем формулу (7) к виду

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\sqrt{2\varepsilon + 1} - 2}{\pi\varepsilon}. \quad (8)$$

Решение (8) относительно ε дает

$$\varepsilon = 4 \frac{1 - \pi \operatorname{tg} \alpha}{(\pi \operatorname{tg} \alpha)^2}. \quad (9)$$

Численный анализ полученного уравнения показывает, что требование к боковому углу диффузора ($\alpha \leq 20$) удовлетворяется при $\varepsilon \geq 3$, т. е. когда средний радиус закругления канала сопла превышает высоту канала не менее чем в три раза.

На втором плоско-прямолинейном участке проточного канала сопла сечение ортогональное вектору потока представляет собой кольцевую поверхность. Площадь этой поверхности на входе в прямолинейный участок согласно (1) составляет

$$S_n = \pi h(2R + h),$$

а на выходе

$$S_e = \pi D_c h.$$

где D_c - внешний диаметр сопла.

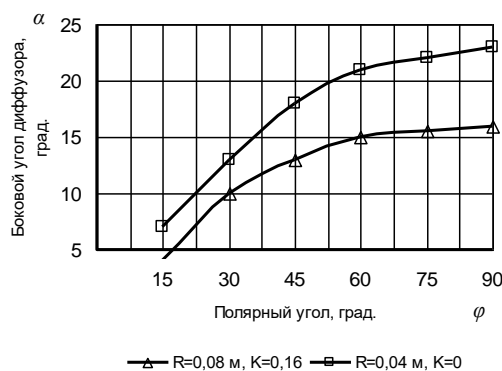


Рис. 3. Характеристики границ варьирования параметров R и K ($d=0,05$ м)

Отсюда для бокового угла конусности диффузора α эквивалентного плоско-прямолинейному участку сопла получим формулу

$$\operatorname{tg} \alpha = 2 \frac{\sqrt{D_c h} - \sqrt{h(2R + h)}}{D_c - (2R + h)}. \quad (10)$$

Анализ формулы (10) показывает слабую зависимость угла α от входящих параметров в диапазоне их возможного конструктивного варьирования: $h=2,5-2$ см; $D_c=45-50$ см; $R=4-8$ см. В целом значения угла конусности эквивалентного диффузора прямолинейного участка укладываются в приемлемые значения $\alpha=15-17^\circ$.

Как видно из рис. 3, гидравлические потери, связанные с отрывом потока от стенок проточного канала радиально-кольцевого сопла в результате быстрого его расширения возможны лишь на поворотном участке. Однако найденные решения дают возможность выбирать значения радиуса поворота потока и высоты канала, позволяющие избежать этого негативного явления.

Таким образом, получены зависимости позволяющие определить рациональные геометрические параметры радиально-кругового соплового аппарата.

Список литературы

1. Спосіб нанесення набрызгбетонного покриття у вертикальних гірничих виробках: патент 3253, Україна, МПК E21D11; Заявлено 28.07.2004; Опубл. 15.10.2004; 3 с.
2. Трегубов В.А., Замыцкий О.В., Кривенко А.Ю. Закономерности движения набрызгбетонной смеси в поворотной части радиально-кругового сопла...
3. Трегубов В.А., Замыцкий О.В., Кривенко А.Ю. Аэродинамика радиально - кругового сопла для набрызгбетонирования восстающих выработок...
4. Повх И.Л. Техническая гидромеханика. Ленинград, Машиностроение, 1976 г.

Рукопись поступила в редакцию 05.04.12

УДК 621.314.632

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

ІДЕНТИФІКАЦІЯ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ МОДЕЛІ ЕЛЕКТРОСПОЖИВАЧА ДЛЯ НЕТРАДИЦІЙНИХ СИСТЕМ ТЕХНОЛОГІЧНОГО КОНТРОЛЮ ЕНЕРГОПОКАЗНИКІВ

Наведено математичний апарат системи ідентифікації енергетичної моделі електроспоживачів, що розширює можливості нетрадиційних систем контролю та обліку енергетичних показників. Проведено оптимізацію математичних викладок для сучасних цифрових мікропроцесорних систем. Для прикладу обраховано еталонні значення критеріїв ідентифікації для типових промислових трифазних споживачів електроенергії.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Якісна та кількісна оцінка стану енергоефективності мережі та споживачів електроенергії є важливим етапом концепції енергозбереження, що передують прийняттю нових організаційних та технічних заходів. Відомі спрощені системи технологічного контролю здатні вирішити задачу наближеної оцінки стану енергетичних показників електричної системи живлення та споживачів електроенергії. Одним із суттєвих недоліків таких систем є необхідність попереднього визначення енергетичної моделі електроспоживача. Запропонована система ідентифікації надасть змогу створити зазначені системи більш універсальними та автоматизованими.

Аналіз досліджень та публікацій. Більшість систем контролю та обліку показників електроспоживання ґрунтуються переважно на визначенні активної і реактивної потужності (енергії) за допомогою електронних лічильників достатньо великої вартості. Необхідність застосування спрощених систем технологічного контролю, як більш перспективних, зазначена в [1]. Теоретичну базу для окремих силових енергоємних споживачів розроблено [2,3] та практично реалізовано [4].

Постановка завдання. При вирішенні проблеми ідентифікації необхідно розробити математичний апарат з урахуванням складності технічної реалізації останнього. Математичний апарат повинен бути максимально простими та адаптованими до використання у цифрових системах. Апаратні затрати ідентифікації не повинні перевищувати затрати на обчислення основного алгоритму технологічного контролю енергопоказників. Враховуючи незмінність енергетичної моделі протягом тривалого часу, ідентифікація має змогу відбутися один раз після включення системи або повторюватися через великі відносно періоду мережі живлення інтервали часу. Кількість критеріїв ідентифікації необхідно обирати за умови отримання максимально достовірного результату, враховуючи час ідентифікації як вторинну умову.

Викладення матеріалу та результати. Одним із розповсюджених способів ідентифікації об'єкту є порівняння сигналу відповіді останнього на дію вхідного сигналу з чітко визначеними параметрами. Звідси електричну систему навантаження можна розглядати як окремих об'єкт, що генерує сигнал відповіді (струм) на деякий первинний вхідний сигнал (напругу). Запропонована система використовує в якості еталонного сигналу напругу мережі за умови

$$K_c \rightarrow 1, \quad (1)$$

де K_c - коефіцієнт спотворення.

Такий підхід має перевагу: відсутність втручання у роботу приладу.

Опираючись на теорію розпізнавання образів [5,6] виділимо критерії ідентифікації, попередньо врахувавши особливості електричної природи досліджуваних систем:

вихідні сигнали струму та напруги періодичні та мають частоту 50 Гц, або близьку до неї - 25 Гц, 60 Гц залежно від типу мережі живлення;

амплітуда, та в загальному випадку форма сигналу, може змінюватися через декілька періодів напруги мережі;

сигнал за першу половину періоду може симетрично напрямку повторювати сигнал другої половини періоду. Іншими словами, вимірювальний сигнал може бути близьким до гармонічного синусоїдного сигналу.

Основні запропоновані критерії ідентифікації:

коефіцієнт спотворення K_c ;
 похідна від сигналу для стандартної дискретизації;
 похідна від сигналу для низької дискретизації;
 відсоток заповнення прямокутника, в який вписано форму вимірюного сигналу;
 Допоміжні критерії :
 відстань між характерними точками;
 перевірка на симетричність за 6-ма точками;
 виявлення прогинів у формі інтерпретованого графічного образу, тощо.

Залежно від кількості критеріїв ідентифікації буде змінюватися достовірність результату. Чим більше критеріїв, тим більша достовірність та менша швидкість розпізнавання. Звідси поділ на основні та допоміжні критерії є умовним. Враховуючи поставлену задачу необхідно застосувати якомога більше критеріїв, але, як буде показано нижче, у разі одиничного споживача електроенергії для вдалої ідентифікації достатньо використати критерії, названі вище основними. Зазначимо, що всі дії виконуються над сигналом струму мережі. Приведемо детальний опис зазначених основних критеріїв.

Коефіцієнт спотворення можна обчислити за виразом

$$K_c = I_{(1)} / \sqrt{\sum_{n=1}^{\infty} I_{(n)}^2} \quad (2)$$

Але необхідне для цього перетворення Фур'є займає багато машинного часу та не є раціональним для пошуку коефіцієнту спотворення навіть у разі використання адаптованих для мікропроцесорних системи алгоритмів швидкого перетворення Фур'є. Тому пропонується обчислювати коефіцієнт спотворення за такою формулою

$$K_c = \int_0^{2\pi} (A_1 \cdot \sin(\omega t))^2 dt / \int_0^{2\pi} (I(\omega t))^2 dt, \quad (3)$$

де A_1 – амплітуда першої гармоніки, знайдена через ковзаюче дискретне перетворення Фур'є, суть якого розкрито нижче; $I(\omega t)$ - неперервний вихідний сигнал.

Слід врахувати, що

$$\int_0^{2\pi} (A_1 \sin(\omega t))^2 dt = A_1^2 \pi. \quad (4)$$

Для дискретних систем $\pi=N/2$. Зазначимо, що ділення на число? яке є результатом піднесення двійки в ступінь N , де $(N \in \mathbf{N})$, є одною з найпростіших операцій для мікропроцесорних систем та полягає у побітовому зсуві числа вправо (вліво) на константу $Z=\log_2 N$. Тому переписуємо формулу (3) так

$$K_c = \frac{A_1^2}{\frac{2}{N} \cdot \sum_{n=0}^{N-1} (I_{(n)})^2}. \quad (5)$$

Кінцева формула для мікропроцесорних систем через операцію зсуву виглядає так

$$K_c = \frac{A_1^2}{\sum_{n=0}^{N-1} (I_{(n)})^2} \gg \log_2 N. \quad (6)$$

Амплітуду та фазу першої гармоніки пропонується знаходити через дискретне перетворення Фур'є для однієї гармоніки:

$$X_{(1)} = \sum_{n=1}^k I_{(n)} \cdot e^{\frac{2\pi \cdot n \cdot i}{k}}, \quad (7)$$

де $X_{(1)}$ - комплексне значення першої гармоніки; k – кількість точок вимірюного сигналу.

Значення амплітуди та фази першої гармоніки можна обчислювати будь-яким способом, але вище приведене ковзаюче дискретне перетворення Фур'є не потребує значної апаратної підтримки та перераховується на кожному наступному такті дискретизації у реальному часі.

Похідна від сигналу при стандартній частоті дискретизації обчислюється, враховуючи наступне: для дискретних систем похідну замінюють різницею

$$\frac{d(i)}{dt} = \frac{I_{n+1} - I_n}{\Delta t}, \quad (8)$$

де i - вихідний неперервний сигнал; I_{n+1} та I_n - поточне та попереднє дискретні значення вимірюваного сигналу; Δt - величина кванту часу, що для дискретної системи дорівнює 1.

Тоді формула, адаптована для цифрових систем буде мати вигляд

$$d = \left(\sum_{n=0}^k |I_{(n)}| \right)^2 / 1000 \cdot \sum_{n=1}^k (I_{(n+1)} - I_{(n)})^2. \quad (9)$$

Фізично похідна від струму є швидкість зміни сигналу струму на кожному такті вимірюваного сигналу. Піднесення у квадрат застосовано для зменшення впливу малих змін сигналу відносно великих змін. Цей захід можна трактувати як зменшення впливу випадкових завод на канал виміру.

Похідна від сигналу при низькій дискретизації обчислюється за формулою

$$d = \left(\sum_{n=0}^k |I_{(n)}| \right)^2 / 1000 \cdot \sum_{n=1}^m \left(I_{\left(\frac{k}{m}n + \frac{k}{m}\right)} - I_{\left(\frac{k}{m}n\right)} \right)^2, \quad (10)$$

де, $l=k/m$, $l \in N$.

У деякому сенсі даний критерій можна трактувати як підсумовуючу оцінку критерію пошук кутів у інтерпретованому графічному образі.

Відсоток заповнення прямокутника знаходимо за формулою

$$s_{(n)} = \frac{\sum_{j=\frac{k}{m}n}^{\frac{k}{m}(n+1)} I_{(j)}}{I_{\max}(k/m)}, \quad (11)$$

де, $l=k/m$, $l \in N$.

Половина вертикальної сторони прямокутника дорівнює максимальному за модулем значенню струму. Площі додатної та від'ємної частин прямокутнику, накладеного на вимірний сигнал, однакові.

Як узагальнений критерій вищенаведеного параметру ідентифікації, для збільшення швидкості, запропоновано обчислювати суму квадратів обчислених площин, тобто

$$sp = \sum_{n=0}^m s_{(n)}^2 \quad (12)$$

Приведемо приклади типових трифазних промислових навантажень та обрахуємо числові значення критеріїв ідентифікації для кроку дискретизації 128 точок на період (рис. 1). Результати зведемо у таблицю.

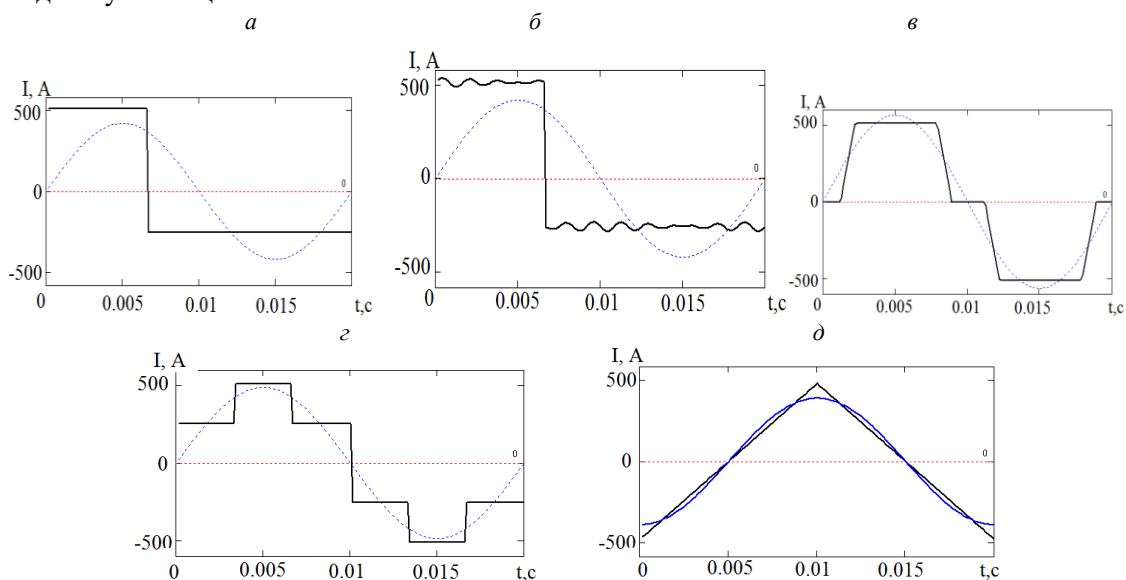


Рис. 1. Перша гармоніка та форми струму первинних обмоток трансформатора: а – нульової; б – нульової зі спотворенням у каналі виміру; в – мостової; г – еквівалентної 12-фазної схем випрямлення та д – трикутна форма сигналу

Таблиця 1

Характер навантаження, схеми перетворювача	Коефіцієнт спотворення	Оцінка на основі похідної	Оцінка на основі похідної з низькою частотою дискретизації	Оцінка на основі площі заповнення	Симетричність
Трифазна нульова схема випрямлення	0,826	3,211	3,211	1,879	Ні
Трифазна нульова схема випрямлення зі спотворенням	0,823	3,132	3,121	1,887	Ні
Трифазна мостова схема перетворення з активним навантаженням	0,958	1,849	1,849	2,477	Так
Трифазна мостова схема перетворення з індуктивним навантаженням	0,976	12,319	2,23	2,458	Так
Еквівалентна 12-фазна схема перетворення	0,957	3,612	3,612	1,932	Так
Синусоїдальний сигнал	1	43,05	5,45	1,975	Так
Трикутний сигнал	0,993	32,768	4,096	1,154	Так

Висновки. Адаптувавши до електричних кіл методи графічної ідентифікації інтерпретованого образу, запропоновано математичний апарат для побудови системи ідентифікації енергоспоживача, що значно підвищує універсальність нетрадиційних систем контролю та обліку енергетичних показників. Запропоновані математичні викладки є відносно простими в аспекті технічної реалізації системи на сучасній мікропроцесорній базі. Система ідентифікації має низьку чутливість до завад у каналі виміру. Це дає змогу використовувати для виміру сигналу відносно дешеві датчики струму.

Список літератури

1. **Кумаков Ю.А.** Оценка показателей качества электрической энергии в цифровых системах управления силовой электроникой / **Ю.А. Кумаков** // *Электрик*, 2010. - №1-2. - С. 34 – 38.
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.Ф.** Модифицированный метод расчета энергетической эффективности сложных комплексов и систем/ **А.Ф. Сінолиций** // *Академический вестник международной академии компьютерных наук и систем*, 1998. – №2. – С. 90-94.
4. **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.
5. **В.Н. Вапник** Теория распознавания образов (статистические проблемы обучения) / **В.Н. Вапник, А.Я. Червоненкис**. - М.: Наука, 1974. - 416 с.
6. http://citforum.ru/programming/delphi/recognition_1/

Рукопис подано до редакції 05.04.12

УДК 624.046.2

О.І. ВАЛОВОЙ, О.Ю. ЄРЬОМЕНКО, кандидати техн. наук, доц.

М.О. ВАЛОВОЙ, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОКРЕМІ ПИТАННЯ РОЗРАХУНКУ ЗАЛІЗОБЕТОННИХ ЕЛЕМЕНТІВ, ПІДСИЛЕНИХ НАРОЩУВАННЯМ

Встановлено залежність між зміною форми поперечного перерізу дослідних балок, яка відбулася під час підсилення, та передчасним їх руйнуванням. Результати узагальнені та зроблені висновки, приведено рекомендації з підвищення несучої здатності таких елементів.

Вступ. Реконструкція будівель буває потрібною в багатьох випадках наприклад, коли змінюють функціональне призначення будівлі і як наслідок змінюють його конфігурацію або коли його конструктивні елементи, під час експлуатації, набули ушкоджень, які не дозволяють надалі безпечно експлуатувати будівлю. Часто під час реконструкції виникає потреба у збільшенні

несучої здатності несучих конструкцій. Проектування підсилення істотно відрізняється від “нового проектування” тим, що конструкція експлуатується певний проміжок часу, а відповідно, властивості матеріалу конструкції змінилися, стабілізувалися процеси повзучості, конструкція на момент підсилення знаходиться під навантаженням. Підсилення конструкцій дозволяють значно збільшити строк експлуатації будівлі.

Для переважної більшості існуючих житлових і промислових будівель та споруд в якості матеріалу несучих конструкцій використовувався залізобетон. В зв'язку з цим важливе місце в розв'язку питань проектування підсилення залізобетонних конструкцій займає проблема подальшого розвитку теорії опору залізобетону стосовно підсилених конструкцій.

Аналіз останніх досліджень. Серед несучих конструкцій будівель та споруд значну частку займають згинальні елементи. З існуючих способів підсилення нарощуванням можна виділити спосіб, при якому відбувається нарощування стиснутої зони згинального елемента. Останній має перевагу перед способом підсилення нарощування розтягнутої зони у тому, що дозволяє значно збільшити несучу здатність елемента та є менш трудомістким.

При виконанні підсилення нарощуванням зверху нормативні документи що були дійсні до недавнього часу [1] обмежуються лише окремими декларативним положеннями, яких виявляється недостатньо при проектуванні підсилення, а в сучасних нормах [2] відсутні навіть вони.

У літературі [3,4] присвяченій підсиленню залізобетонних конструкцій, головний акцент робиться на те, що для забезпечення надійної роботи підсилених елементів необхідно, щоб шар підсилення мав надійне зчеплення з бетоном існуючої конструкції. Для виконання цієї умови рекомендують [4] на поверхні бетону елемента що підсилюється влаштувати насічки, шпонки, додаткову поперечну арматуру з приварюванням до поперечної арматури елемента або використовувати синтетичні клеї в зоні контакту “старого” та “нового бетонів”. Тобто вирішальною, огляду надійної роботи підсиленої конструкції при експлуатації, є забезпечення міцності контактної шва між бетоном елемента, що підсилюється та шаром підсилення. При цьому зона контакту піддається одночасній дії стискаючих, розтягуючих чи зсувних зусиль.

За роки незалежності було проведено певну кількість досліджень [5-7], щодо визначення особливостей підсилення згинальних елементів в стиснутій зоні. Так в роботах [5, 6] метою проведення експерименту було визначення несучої здатності та деформативності експериментальних балок після підсилення за умови дії статичного та небагаторазового повторного навантаження [7]. При цьому поряд з показниками міцності та жорсткості були отримані дані про вплив зони контакту “старого” та “нового” бетонів на загальну міцність елемента. Роботу [6] взагалі повністю присвячено визначенню найбільш ефективного способу улаштування контактної шва при підсиленні залізобетонних балок у стиснутій зоні. Кожен з дослідників приділяв велику увагу забезпеченню достатньої, а інколи і надлишкової, міцності контактної шва.

Урахуванню конструктивних особливостей, яких набули балки після підсилення, уваги було приділено недостатньо, що внесло корективи як у проведення експериментів, так і по відношенню до отриманих результатів.

Постановка мети і задач дослідження. Метою поставлених досліджень було з'ясування впливу конструктивних особливостей балок підсилених в стиснутій зоні нарощуванням на їх загальну несучу здатність.

Методика досліджень. З огляду на означену мету було проаналізовано експериментальні дані отримані дослідниками [5-7], які в різний час займалися питаннями підсилення згинальних елементів в стиснутій зоні нарощуванням. Експериментальні дані було узагальнено та проаналізовано.

Результати досліджень. Аналіз даних отриманих дослідниками [5-7] при експериментальних випробуваннях балок підсилених в стиснутій зоні дозволяє виявити спільні риси в роботі балок на всіх етапах навантаження. Останнє стало можливим завдяки тому, що підсилення балок відбувалося за схожою схемою, а саме підсиленню підлягав залізобетонний згинальний елемент прямокутного перерізу, який після улаштування шару підсилення змінював форму поперечного перерізу на таврову. Факторами, що підлягали зміні, залежно від мети експерименту, були матеріал шару підсилення, умови навантаження та стан зразка, а також спосіб улаштування надійного зчеплення “старого” та “нового” бетонів.

Незважаючи на різну мету, яку ставили дослідники перед собою при проведенні експерименту та невеликі відхилення в характері руйнування підсилених зразків, можна виділити на-

ступні стадії напружено-деформованого стану балок, які є загальними, а саме [5]:

перша стадія характеризується, практично, пружними деформаціями бетону у розтягнутій та стиснутій зонах. Вона відповідає зусиллям, які складають 0,3-0,4 від руйнівних, тобто цей стан триває, практично, до появи перших нормальних тріщин;

друга стадія напружено-деформованого стану балок знаходиться у діапазоні навантажень, починаючи з рівня 0,3-0,4 до рівня 0,7-0,8 від руйнівного, що відповідає експлуатаційній стадії роботи конструкції. В підсилених зразках нормальні тріщини, практично не отримують розвитку. При рівні навантажень 0,4-0,5 від руйнівного спостерігається початок відшарування підсилюючого шару бетону від основної конструкції залізобетонної балки. Слід зазначити, що в усіх серіях підсилених балок розшарування починається в чвертях прольоту, у зоні сумісної дії поперечної сили та згинального моменту, і розвивається у напрямку до опори. З початком розшарування співпадає момент виникнення похилих тріщин. Вони з'являються в бетоні підсилюючої конструкції на нейтральній осі. Тріщини розвиваються з гори до низу у напрямку до опори. Такий характер тріщиноутворення викликаний частковим змінанням стиснутої зони бетону підсилюючої балки в чвертях прольоту внаслідок відокремлення підсилюючого шару бетону.

Подальше змінання стиснутої зони бетону підсилюючої балки стримується частково ще не відокремленим шаром підсилення, а також зусиллями опору зсуву, що діють у зоні контакту "старого" та "нового" бетонів. Також на цьому етапі з'являються перші похилі тріщини у чвертях прольоту, які розвиваються з низу до гори у напрямку від опори до місця прикладення зосередженої сили. Їх утворення та розвиток стають можливими завдяки ослабленню стиснутої зони елемента в чвертях прольоту внаслідок відшарування шару підсилення і, як наслідок, часткового змінання стиснутої зони бетону у цьому місці. Виникнення цих тріщин остаточно обумовлює подальше руйнування підсилених балок за похилими перерізами;

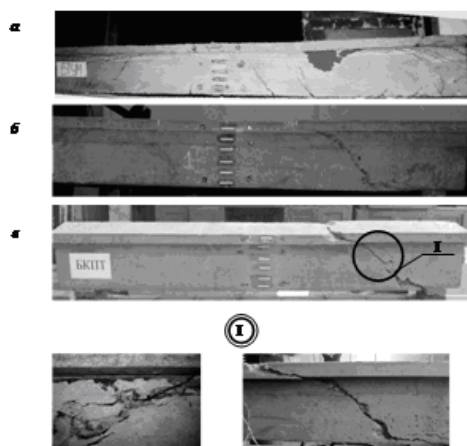
третьа стадія роботи відповідає навантаженням, які складають 0,8-0,9 від руйнівних. Стан підсилених балок характеризується подальшим розвитком відшарування підсилюючих шарів від базових конструкцій;

четверта стадія роботи балок - це стадія руйнування. Продовжується відшарування підсилюючого шару. Тріщини, які з'являються наприкінці попереднього етапу в приопорній зоні балок на рівні розтягнутої арматури починають інтенсивно розвиватися. На зустріч їм згори до низу також розвиваються похилі тріщини. При подальшому збільшенні навантаження похилі тріщини, що розвиваються згори та знизу з'єднуються, внаслідок чого відбувається роздроблення бетону над похилою тріщиною. Після цього основну частину навантаження починають сприймати поперечні стержні, що майже миттєво призводить до руйнування залізобетонного елемента за похилими перерізами.

Загальний вид підсилених зразків балок після руйнування, який дозволяє отримати уявлення про характер тріщиноутворення та руйнування зразків наведено на рис. 1.

Визначальним в приведених результатах є те, що попередньо дослідниками ставилася мета досягнути вичерпання несучої здатності підсилених зразків балок за нормальними перерізами. Проведені теоретичні розрахунки вказували на те, що як міцності контактного шва, так і міцності зразків при розрахунку за поперечною силою для цього достатньо [5-7].

Рис. 1. а,б,в - зруйновані зразки підсилених балок в роботах [5-7], відповідно



Невідповідність отриманих результатів та теоретичних розрахунків могла виникнути внаслідок відсутності конкретних вимог, щодо улаштування підсилення та не досконалості існуючих методів розрахунку. Єдині обмеження, які існують [1,4] полягають в тому, що клас бетону підсилення повинен бути не нижче класу бетону підсилюючої конструкції, а також в забезпеченні достатньої міцності контактної шва. Як показує практика не завжди цих вимог достатньо для надійної та прогнозованої роботи конструкції.

Відомо, що в чвертях прольоту вагомий вплив на несучу здатність згинального елемента створює дотичне напруження, як наслідок дії поперечної сили, а також

те, що місцях різкої зміни форми поперечного перерізу елемента відбувається значне збільшення величини цих напружень.

На рис. 2 показано умовний розподіл дотичних напружень за висотою поперечного перерізу елемента таврового профілю. При цьому, як раніше зазначалося, в місці примикання шару підсилення до підсилюваної конструкції відбувається їх стрибок. Величина останнього залежить від співвідношення b_f/b ; чим воно більше, тим більшою буде величина стрибка напружень.

Слід зауважити, що на рис. 2а, наведено ідеалізовану епюру розподілу дотичних напружень. За перерізом 1-1, розподіл напружень буде окреслюватися графіком, показаним на рис. 2б. За перерізом 2-2, розподіл напружень залежить від того, чи було виконане округлення кутів в місці примикання стінки до полиці.

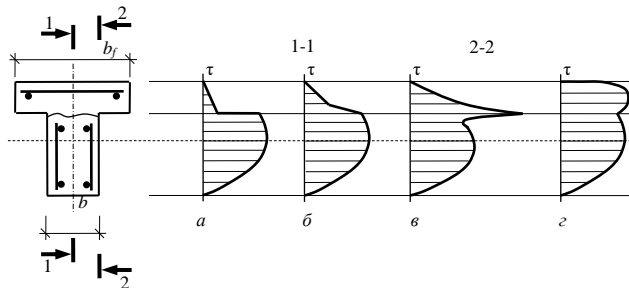


Рис. 2. Концентрація дотичних напружень в характерних точках за висотою перерізу

На рис. 2в наведено випадок розподілу напружень за відсутності таких округлень, а на рис. 2г, якщо вони були виконані. Як видно з рис. 2в, місцеві напруження можуть досягати дуже значних величин.

Аналіз рис. 2 та наведених результатів досліджень дозволяє зробити припущення про наступний характер та причини руйнування балок за похилими перерізами.

Дослідники [5-7] відмічали, що похилі тріщини починали розвиватися при рівні навантажень 0,4-0,5 від руйнівного. При цьому розвиток отримували похилі тріщини які утворилися, як в при опорній зоні, так і ті що виникли в зоні контакту бетонів, поряд з місцем прикладання зосередженого навантаження. Крім того при даному рівні навантаження нейтральна лінія розташовувалася в межах полиці, а отже бетон в межах контактного шва зазнавав дії зусиль розтягання. Бетон підсилюваної балки, в межах контактного шва, зазнавав збільшеного впливу цих зусиль, порівняно з бетоном шару підсилення в цій зоні (рис. 2). Оскільки дослідниками, у відповідності до рекомендацій [1,4], клас бетону шару підсилення приймався більшим за клас бетону підсилюваної конструкції, то найслабшим місцем, з точки зору сприйняття зусиль розтягання, виявився не контактний шов, а бетон підсилюваної конструкції в околі контактного шва. В усіх приведених дослідах [5-7] зразки армувалися таким чином, що була відсутня поперечна арматура, яка б перетинала контактний шов і могла опиратися дії дотичних напружень. Таким чином, тріщини які з'явилися в околі контактного шва в бетоні конструкції, що підсилюється, ймовірно були викликані впливом дотичних напружень. Розтріскування бетону призвело до локального розшарування в місці утворення тріщин. Після цього бетон над похилою тріщиною та шар підсилення виключається з роботи. Дійсно, бетон підсилюваного елемента не міг сприймати ці навантаження, тому що в ньому і почався процес тріщиноутворення, а бетон шару підсилення, після розшарування, також не міг чинити опір дії поперечних сил. Подальше збільшення навантаження призвело до утворення похилої тріщини [5-7], яка йшла з гори до низу назустріч тріщинам, що розвивалися від опори. Після цього сприймати діюче навантаження повинна була лише поперечна арматура, що і призвело до руйнування елементів.

Отже для описуваних прикладів визначальною, з точки зору несучої здатності, була не міцність контактного шва, а відсутність поперечної арматури яка б його перетинала. На користь зроблених припущень виступає, той факт, що в роботі [6] одна з серій балок з самого початку проектувалася таврового перерізу, як еталонна. Армуння ж було виконана, як для зразків, що підлягали підсиленню, тобто поперечна арматура розташовувалася в межах ребра і не доходила до полиці. У результаті проведених експериментальних випробувань ці балки також зруйнувалися за похилими перерізами [6].

Основні висновки. Приведені результати досліджень дозволяють дійти висновку, що не завжди існуючих рекомендацій, щодо виконання підсилення ти чи іншим способом, достатньо. При виконанні підсилення згинальних елементів нарощуванням стиснутої зони, окрім забезпечення достатньої міцності контактного шва, потрібно враховувати конструктивні особливості елементів, які утворюються після підсилення. Так, попередньо, можна рекомендувати при ви-

конанні підсилення нарощуванням зверху, обов'язкове додаткове армування шару підсилення в чвертях прольоту. При цьому слід забезпечити надійну сумісну роботу поперечної арматури елемента що підсилюється з додатковою поперечною арматурою шару підсилення. Також не слід зневажати культурою ведення будівельних робіт і для запобігання концентрації дотичних напружень в точках вхідних кутів перерізу робити округлення. Безумовно, для підтвердження зроблених висновків та припущень потрібні додаткові цілеспрямовані експериментально-теоретичні дослідження.

Список літератури

1. СНиП 2.03.01-84*. Бетонные и железобетонные конструкции / Госстрой СССР. - М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1991. - 79 с.
2. ДСТУ Б В.2.6-156:2010. Бетонні та залізобетонні конструкції з важкого бетону / Мінрегіонбуд України. - К.: Урархбудінформ, 2011. - 118 с.
3. Лазовский Д.Н. Усиление железобетонных конструкций эксплуатируемых строительных сооружений / Д.Н. Лазовский. – Новополюк: Изд-во Полоцкого гос. ун-та, 1998. – 240 с.
4. Гольшев А.Б. Усиление несущих железобетонных конструкций производственных зданий и просядочных оснований. – К.: Логос, 2004. – 219 с.
5. Єрмоєнко О.Ю. Ефективність варіантів підсилення у стиснутій зоні залізобетонних елементів, що працюють на згин. Дисс. канд. техн. наук. КНУБА, 2005. – 133 с.
6. Попруга Д.В. Міцність стикових з'єднань при підсиленні залізобетонних згинальних елементів у стиснутій зоні. Дисс. канд. техн. наук. КНУБА, 2009. – 138 с.
7. Валоєвої М.О. Міцність, тріщиностійкість та деформативність підсилених згинальних елементів при повторних навантаженнях. Дисс. канд. техн. наук. КНУБА, 2011. – 126 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 69.059

В.І. ЄФІМЕНКО, д-р техн. наук, проф., О.О. СЛІПІЧ, канд. техн. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОСОБЛИВОСТІ ПРОВЕДЕННЯ ОБСТЕЖЕНЬ І ПАСПОРТИЗАЦІЇ БУДІВЕЛЬ ТА СПОРУД

У зв'язку з тим, що державні будівельні норми та нормативні документи, щодо обстеження, оцінки технічного стану, паспортизації та експлуатації будівель і споруд, у певній мірі не відображають особливостей регіонів, виникають певні труднощі для об'єктивного оцінювання технічного стану та розробки висновків і рекомендацій з подальшого використання будівель і споруд.

Особливості Криворізького регіону характеризуються: наявністю великої кількості промислових будівель і споруд, які створюють додаткові динамічні навантаження і впливи на близько розташовані будівлі, які досить часто не враховані при проектуванні останніх; досить складними інженерно-геологічними умовами та їх недостатньою вивченістю.

Обстеження і паспортизація мають проводитися для забезпечення подальшої безаварійної експлуатації будівель і споруд. Приводи для здійснення обстеження можуть бути такі:

аварії аналогічних об'єктів;

зміна навантажень на несучі конструкції, пов'язані з перепрофілюванням об'єкту за призначенням;

за тривалою експлуатації об'єкту, коли під час планового огляду виявлені пошкодження і дефекти.

При обстеженні необхідно виявити явні і приховані дефекти конструкцій, визначити причини пошкоджень, при необхідності провести перевірочні розрахунки та розробити заходи, що забезпечують тривалу безаварійну експлуатацію.

Багато будівель в регіоні в результаті ігнорування особливостей ґрунтових умов при проектуванні і експлуатації мають пошкодження від нерівномірних деформацій основ. У зв'язку з цим технічний стан будівель і споруд слід встановлювати, виходячи з аналізу спільної роботи основи, фундаментів і надземної споруди з урахуванням можливого замочування просядних ґрунтів. Дії нерівномірних деформацій основ найефективніше враховувати по адекватних розрахункових моделях системи «будівля - основа».

Залежно від відповідальності та капітальності будівлі при обстеженні виконується певний обсяг досліджень, що об'єктивно оцінює несучу здатність конструкцій. Призначення і складність конструктивної схеми об'єкту, а також його стан, впливають на вартість робіт з обстеження. Роботи з різних видів будівель виконуються відповідно до затверджених зразків, з урахуванням діючих нормативних документів.

Обсяг робіт з обстеження будівель, зокрема обсяг робіт, що обумовлює ефективність подальшої експлуатації, має визначатися замовником (власником будівлі). При цьому обов'язково слід виконувати оцінку енергоефективності експлуатації будівель.

Для відповідальних будівель зі складними конструктивними рішеннями технічні висновки мають підлягати експертизі у вигляді рецензування фахівцями інших організацій, і затверджуватися на науково-технічній раді в організаціях, що мають достатню кількість кваліфікованих фахівців.

Результати оцінки технічного стану оформлюються, як правило, у вигляді науково-технічного висновку, і відображаються в паспорті технічного стану. Науково-технічний висновок про технічний стан будівлі або споруди має містити:

Основні проектні дані, зокрема опис конструктивної схеми, дані за матеріалами і видами конструктивних елементів, характеристики Інженерно-геологічних умов майданчику будівництва, дані з навантажень і дій, відомості про проектні режими експлуатації (за відсутності проектних даних вони відновлюються шляхом виконання обмірних креслень, проведення інженерно-геологічних досліджень, розрахунку навантажень та дій і т.ін.).

Результати натурних обстежень будівлі або споруди та їхніх конструктивних елементів, включаючи основи і фундаменти, із складанням в необхідних випадках дефектних відомостей і схем. Матеріали натурних обстежень мають містити відомості про відповідність проектним даним конструктивної схеми будівлі або споруди та їхніх конструктивних елементів, міцнісних характеристик матеріалів конструкцій і ґрунтів основи, видів та інтенсивностей навантажень і дій, інженерно-геологічних умов будівельного майданчика, режимів експлуатації споруди та агресивності середовища, включаючи агресивність ґрунтових вод. По конструкціях, що зазнають фізичного, корозійного чи іншого виду зносу, мають бути в наявності дані, достатні для виконання перевірочних розрахунків відповідно до діючих документів в області будівництва. Фактичні дані щодо міцнісних та деформаційних характеристик матеріалів конструкцій і ґрунтів основ першої та другої груп граничних станів.

Результати перевірочних розрахунків, які виконуються у разі невідповідності даних, отриманих при натурних обстеженнях, проектним даним, і результати теоретичного прогнозу технічного стану будівлі або споруди на подальший період експлуатації у зв'язку з очікуваними (вірогідними) змінами видів та інтенсивностей навантажень і дій, а також інженерно-геологічних умов будівельного майданчика. Перевірочні розрахунки виконуються відповідно до норм будівельного проектування за двома групами граничних станів. З метою підвищення достовірності теоретичного прогнозу і наближення його результатів до явищ, які спостерігаються в природі, необхідно розрахунки по першій групі граничних станів виконувати з використанням деформаційних критеріїв граничних станів, що мають забезпеченість не менше 0,95.

Аналіз причин порушення експлуатаційної придатності будівель або споруд і окремих конструктивних елементів, якщо останнє встановлене в результаті проведення натурних обстежень.

Прогноз зміни інженерно-геологічних та гідрогеологічних умов майданчика будівництва і пов'язаних з цими змінами дій на будівлю або споруду.

Висновки про технічний стан будівлі або споруди і окремих конструктивних елементів, включаючи основи і фундаменти, на момент обстеження і на розрахункові період експлуатації.

Принципові технічні рішення із забезпечення нормальної експлуатації будівель, споруд та окремих конструктивних елементів на розрахунковий період експлуатації.

Гарантійні зобов'язання авторів науково-технічного висновку.

Посилальні дані та бібліографія.

Науково-технічний висновок про технічний стан будівлі або споруди має затверджуватися керівником організації-розробника.

Для будівель і споруд, експлуатованих в складних інженерно-геологічних умовах, зміна яких не піддається прогнозу, необхідно проводити моніторинг, що включає систематичні ін-

струментальні обстеження та оперативний аналіз отриманих даних. Для всіх відповідальних будівель і споруд рекомендовано створювати математичні моделі, що дозволяють аналізувати надійність об'єкту та окремих його конструктивних елементів впродовж розрахункового періоду експлуатації за даними моніторингу.

Усі будівлі і споруди, при виявленні в них деформацій, мають піддаватися обстеженням без виключень. З метою урахування змін інженерно-геологічних умов що відбулися, а також стану і характеру експлуатації будівлі або споруди, - заходи захисту, прийняті під час проектування, підлягають повторному розгляду і, за необхідності, уточненню, якщо деформації будівель і споруд продовжуються.

Статичні і, якщо необхідно, динамічні розрахунки є одним з основних розділів висновку про технічний стан конструкцій, оскільки саме ними підтверджується надійність подальшої експлуатації будівлі.

Загальні вимоги для виконання розрахунків будівель, що реконструюються:

Обсяг виконаних інженерно-геологічних досліджень при обстеженні має бути достатнім для складання адекватної розрахункової моделі системи «будівля - основа».

Достатність перерізів елементів і конструктивних заходів визначається за допомогою розрахунків. Рекомендується виконувати розрахунки за просторовими розрахунковими моделями системи «будівля - основа». При цьому основу можна апроксимувати просторовими елементами, а будівлю - пластинчастими і стрижньовими елементами.

У розрахунковій схемі необхідно враховувати наявні пошкодження конструкцій будівлі. Слід виконувати розрахунки на можливі навантаження та дії при подальшій експлуатації. При розрахунку обов'язкове урахування нерівномірних деформацій основи, які відбулися раніше.

Урахування нерівномірних деформацій на просадних ґрунтах може проводитися моделюванням локальної області замочування. Розміри і місце положення області замочування приймаються з урахуванням конкретних ґрунтових умов і наявних водонесучих комунікацій. Можливе виконання розрахунку на заміряні або можливі деформації основи.

Розрахунок будівель на слабких ґрунтах, що нерівномірно деформуються, також доцільно виконувати за просторовими розрахунковими моделями. Вплив від зведення прибудов і надбудов ураховується додатковими навантаженнями в системі «будівля - основа».

Рекомендовано виконувати розрахунки в нелінійній постановці з визначенням граничних деформацій конструкцій. Розрахунки в лінійній постановці можуть виконуватися тільки при відповідних обґрунтуваннях.

Конструктивні заходи в будівлі вважаються достатніми, якщо деформації конструкції менше граничних величин і основні несучі конструкції сприймають діючі в них зусилля.

Розрахункова модель будівлі, сформована при обстеженні, може бути використана при реконструкції та експлуатації для розрахунку на заміряні деформації, розробку ґрунту та інші додаткові навантаження.

При розрахунках елементів конструкцій обов'язкова перевірка вимог першої групи граничних станів для основних будівельних конструкцій, яка має проводитися методом візуальних оцінок та методом перевірочних розрахунків. Перевірка вимог другої групи граничних станів будівельних конструкцій та основ (ширина розкриття тріщин, прогинання, осідання і т.ін.) може здійснюватися порівнянням їхніх значень із заміряними в натурі величинами.

Метод перевірочних розрахунків ґрунтується на співставленні розрахункових силових або деформаційних критеріїв (за даними натурних обстежень) несучої здатності перетинів будівельних конструкцій та основ з діючими в цих перетинах зусиллями (деформаціями) за даними проектною документації. За відсутності таких даних, а також при зміні розрахункової схеми споруди або розрахункових навантажень і дій, діючі в перетинах зусилля (деформації) визначаються за допомогою відповідних статичних або динамічних розрахунків. У разі розбіжності результатів оцінки і стану конструкцій та основ методами візуальних оцінок і перевірочних розрахунків, істинним вважається найнесприятливіший результат. При цьому в науково-технічному висновку повинні бути проаналізовані причини таких розбіжностей.

Перевірочні розрахунки конструкцій, які працюють під дією деформацій основи, рекомендовано виконувати з використанням нелінійних методів аналізу, результати якого оцінюються за деформаційними критеріями, встановленими для першої групи граничних станів.

Визначення показників надійності необхідне, коли потрібен прогноз роботи окремих кон-

струкцій або будівлі в цілому в умовах зміни зовнішніх дій. Надійність будівлі можна спрощено оцінювати вірогідністю досягнення деформаціями певного рівня за конкретних ґрунтових умов у конструкціях будівель при певних захисних заходах. За наявності статистично обґрунтованих даних як по навантаженнях і впливах, так і за міцнісними характеристиками матеріалів, можна обчислити вірогідність досягнення граничних станів у конкретних конструкціях. При адекватній розрахунковій моделі вірогідність досягнення граничного стану є основним показником, що оцінює роботу будівлі.

Отже, оцінка технічного стану будівель і споруд потребує проведення значного комплексу висококваліфікованих робіт, при яких необхідно враховувати вимоги як Державних будівельних норм, так і особливості конкретного регіону, місцеві умови експлуатації будівель і споруд.

Список літератури

1. Нормативные документы по вопросам обследования, паспортизации, безопасности и надежной эксплуатации производственных зданий и сооружений. Киев, 1999. – 152 с.
2. Кліменко В.З., Белов І.Д. Випробування та обстеження будівельних конструкцій і споруд. – К.: Основа, 2005. 207 с.
3. НПАОП 45.2-1.01-98. Правила обследования, оценки технического состояния и паспортизация производственных зданий и сооружений. Киев, 1999. – 36 с.

Рукопис подано до редакції 09.04.12

УДК 622.673.1;621.778.27

М.А. РУТКОВСКИЙ, аспирант, К.С. ЗАБОЛОТНЫЙ, д-р техн. наук, проф.
ГВУЗ «Национальный горный университет»

ПОСТРОЕНИЕ ОБОБЩЕННОЙ ПАРАМЕТРИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ОБЕЧАЙКИ БАРАБАНА ШАХТНОЙ ПОДЪЕМНОЙ МАШИНЫ

Разработан полуэмпирический метод, который позволит обоснованно подойти к выбору параметров барабанов шахтных подъемных машин, а его применение в проектировании позволит создать конкурентоспособные на мировом рынке подъемные установки, отличающиеся уменьшенной массой, повышенной прочностью и долговечностью.

Проблема и ее связь с практическими задачами. В современных условиях возрастающей технологической конкуренции большое значение имеет сокращение сроков разработки новых конструкций машин, а также повышение их качества и надежности. В связи с этим оптимальное проектирование занимает одну из основных позиций при создании современных конкурентоспособных машин.

Моделирование конструкции машины как дискретно-континуальной взаимодействующей системы позволяет определить зависимости между ее параметрами, необходимые для оптимального проектирования.

Одной из крупнейших, представляющую собой дискретно-континуальную систему, является шахтная подъемная машина (ШПМ) с разрезным цилиндрическим барабаном, которую производят в ЗАО «Ново-Краматорский машиностроительный завод» (НКМЗ). Но машины этого типа имеют высокую металлоемкость по сравнению с импортными аналогами, что снижает их конкурентоспособность на внешнем рынке.

Анализ публикаций. Исследованием подъемных машин в разное время занимались Б.А. Морозов, Б.Г. Климов, Б.И. Давыдов, Б.С. Ковальський, З.М. Федорова, А.П. Нестеров, Ф.Л. Шевченко, С.Н. Зинченко, К.С. Заболотный. Почти все работы этих ученых посвящены исследованию напряженно-деформированного состояния барабанов ШПМ и определению их рациональных параметров [1,2]. В разработанных авторами математических моделях было принято, что профилированная обечайка барабана имеет упрощенный вид. Необходимо отметить, что последняя является сложным объектом строительной механики, и для нее еще не разработаны модели напряженно-деформированного состояния, позволяющие оптимизировать конструкцию барабана шахтной подъемной машины. В настоящее время при математическом описании сложных объектов применяются полуэмпирический подход, который дает возможность получить более простую математическую модель объекта, обеспечивающую достоверные результаты [3]. Данный подход предусматривает, что для описания объекта применяется упро-

шенная модель, в которой используются коэффициенты, определенные опытным путем и подобранные таким образом, чтобы в данном интервале изменения параметров расчетные и экспериментальные данные хорошо согласовывались.

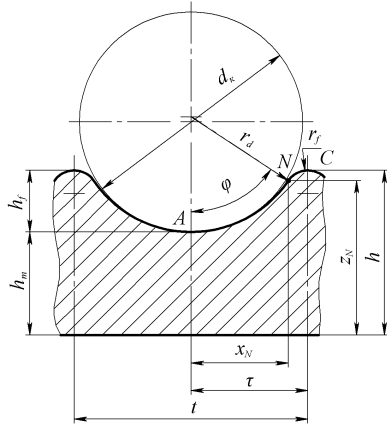
Цель исследования. Разработка полуэмпирического метода построения обобщенной параметрической модели (ОПМ) обечайки барабана шахтной подъемной машины на основе его представления как дискретно-континуальной системы.

Для достижения цели поставлены такие задачи:

1. Построение аналитической модели обечайки барабана ШПМ со спиральной канавкой.
2. Определение функции редуцирования изгибной жесткости обечайки.

Разработка полуэмпирического метода. Было принято [1], что применяя метод усреднения к барабану со спиральной канавкой, из-за малости отношения шага нарезки канавки t к диаметру барабана, следует моделировать профилированную обечайку барабана как осесимметричную, профиль канавки которой описывается периодической функцией $f_z(x)$.

Рис. 1. Пример сечения профилированной канавки барабана



Например, применительно к ШПМ производства ЗАО «НКМЗ» профиль канавки (рис. 1) можно описать следующим образом

$$f_z(x) = \begin{cases} h_m + r_d - \sqrt{r_d^2 - x^2} - \frac{h}{2}, & \text{если } x \leq x_N; \\ \frac{h}{2} + r_f - \sqrt{r_f^2 - (x - \tau)^2}, & \text{если } x > x_N; \end{cases} \quad (2)$$

где r_d - радиус дна канавки; r_f - радиус гребешка канавки; φ - угол сопряжения; x_N и z_N - координаты точки сопряжения; h_f - высота гребешка; h_m - минимальная толщина обечайки; τ - половина шага нарезки витков; h - толщина листа.

Рассмотрим равновесие элемента обечайки (рис. 2), вырезанного двумя поперечными сечениями, находящимися на расстоянии dx , и двумя радиальными сечениями, образующими между собой угол $d\varphi$. Данный элемент подвергается равномерно распределенной нагрузке q .

Введем значения следующих внутренних силовых факторов оболочки, которая моделирует профилированную обечайку

$$N_x = \int_{-f_z(x)}^{h/2} \sigma_x dz; \quad N_\varphi = \int_{-f_z(x)}^{h/2} \sigma_\varphi dz; \quad M_x = \int_{-f_z(x)}^{h/2} \sigma_\varphi z dz. \quad (2)$$

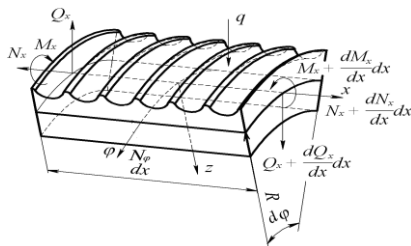


Рис. 2. Элемент профилированной оболочки

Здесь обозначено: R - радиус средней поверхности оболочки, N_x - осевые силы, Q_x - перерезывающие силы, M_x - изгибающий момент.

Внутренняя потенциальная энергия деформации профилированной обечайки описывается выражением

$$\delta U = R \int_0^l \int_0^{2\pi} \int_0^{h/2} [\sigma_x \delta \epsilon_x + \sigma_\varphi \delta \epsilon_\varphi] dx d\varphi dz. \quad (3)$$

В работе [1] было обосновано применение для профилированной обечайки модифицированной кинематической гипотезы Кирхгоффа-Лява, согласно которой поперечные перемещения первой не зависят от координаты z , то есть

$$w \equiv w(x), \quad (4)$$

а для осевых перемещений справедливой оказывается следующая формула

$$u(x, z) \equiv u_0(x) + (e - z) \frac{dw}{dx}. \quad (5)$$

Поскольку изгибная жесткость лобовин барабанов подъемных машин значительно ниже осевой жесткости обечайки, то $N_x = 0$. Таким образом, получаем следующие выражения

$$M_x = -D(x) \frac{d^2 w}{dx^2}; \quad N_\varphi = -B(x) \frac{w}{R}; \quad (6)$$

где

$$D(x) = \frac{E}{1-\mu^2} \left(\frac{h^3}{96} + \frac{f_z(x)h^2}{16} + \frac{f_z^2(x)h}{8} + \frac{f_z^3(x)}{12} \right); \quad (7)$$

$$B(x) = E \left(\frac{h}{2} + f_z(x) \right). \quad (8)$$

Применяя принцип возможных перемещений, получим уравнение равновесия участка оболочки с переменными изгибной и кольцевой жесткости, а именно

$$\frac{d^2}{dx^2} \left(D(x) \frac{d^2 w}{dx^2} \right) + \frac{B(x)w}{R^2} = q. \quad (9)$$

Использование метода двух масштабов [4], позволяет сформулировать следующие уравнение равновесия конструктивно-ортотропной оболочки

$$D_a \frac{d^4 w}{dx^4} + \frac{B_a}{R^2} w = q, \quad (10)$$

где изгибная жесткость

$$D_a = \frac{E\tau}{(1-\mu^2)} \left(\int_0^\tau \left(\frac{h^3}{96} + \frac{f_z(x)h^2}{16} + \frac{f_z^2(x)h}{8} + \frac{f_z^3(x)}{12} \right) dx \right)^{-1}; \quad (11)$$

кольцевая жесткость

$$B_a = \frac{E}{\tau} \int_0^\tau \left(\frac{h}{2} + f_z(x) \right) dx. \quad (12)$$

Результаты расчетов с использованием МКЭ показывают, что применение полученной аналитической модели дает завышенное значение изгибной жесткости. Это связано с тем, что в данной модели не было учтено отсутствие нормальных напряжений по контуру канавки.

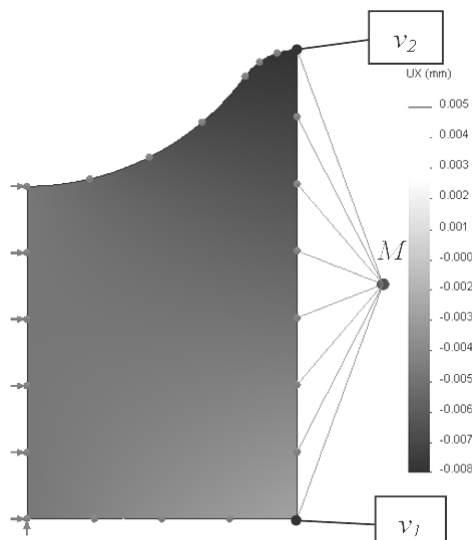
Для построения ОПМ обечайки барабана ШПМ был применен полуэмпирический подход, согласно которому в используемых расчетах аналитической модели (10-12), в которой изгибная жесткость D_a заменена редуцированной, а именно

$$D_p = kD_a, \quad (13)$$

где k - коэффициент редуцирования, полученный в результате вычислительного эксперимента, значения которого подбираются таким образом, чтобы расчетные и экспериментальные данные хорошо согласовывались.

В процессе вычислительного эксперимента определялись поля осевых перемещений v_1, v_2 узлов конечно-элементной сетки профилированной обечайки. На рис. 3 показан результат расчета, выполненный по методу конечных элементов, с использованием программного комплекса SolidWorks Simulation применительно к фрагменту профилированной обечайки в виде «полуканавки» и с учетом следующих исходных данных: профиль канавки подъемной машины производства завода НКМЗ, шаг укладки $t = 62$ мм, толщина листа $h = 55$ мм, глубина нарезки $h_f = 16$ мм.

Рис. 3. Пример расчета полуканавки



В качестве граничных применены следующие условия: передняя и левая грани – симметрия; правая грань не изгибается, а только поворачивается как жесткое целое под действием приложенного сосредоточенного момента M , нижняя левая кромка полуканавки зафиксирована.

При обработке результатов использовались такие безразмерные параметры:

приведенная высота гребешка $\varepsilon = h_f/h_m$,

приведенный шаг нарезки канавки $\xi = t/h_f$.

С учетом вычисленных перемещений точек v_1, v_2 кривизна

$$\kappa = \frac{v_1 - v_2}{\tau h}. \quad (14)$$

Введем понятие приведенной изгибной жесткости

$$v_3 = \frac{12M(1-\mu^2)}{Eh_m^3 \kappa b}. \quad (15)$$

Вычислительный эксперимент предусматривал определение вектора v_3 , а затем, вектора коэффициента редуцирования, а именно

$$\vec{k} = \vec{v}_3 \frac{D}{D_a(\varepsilon, \zeta)}, \quad (16)$$

где изгибная жесткость листа обечайки без гребешков

$$D = \frac{Eh_m^3}{12(1-\mu^2)}.$$

Полученные результаты были обработаны методом наименьших квадратов, следствием чего стала зависимость коэффициента редуцирования k от безразмерных параметров ε и ζ , то есть

$$k(\varepsilon, \zeta) = 1,34723 - 0,50156 \cdot \varepsilon - 0,29519 \cdot \zeta + 0,61212 \cdot \varepsilon^2 + 0,01659 \cdot \varepsilon \cdot \zeta + 0,07385 \cdot \zeta^2 - 0,19478 \cdot \varepsilon^3 - 0,02106 \cdot \varepsilon^2 \cdot \zeta + 0,00692 \cdot \varepsilon \cdot \zeta^2 - 0,00626 \cdot \zeta^3. \quad (17)$$

При этом абсолютная среднеквадратичная погрешность аппроксимации не превышает - 1,6%, а максимальная относительная - 5,3 %.

Таким образом, изгибная жесткость конструктивно-ортотропной оболочки, которая моделирует профилированную обечайку, может определяться по следующей формуле

$$D_p = k \frac{E\tau}{(1-\mu^2)} \left(\int_0^{\tau} \left(\frac{h^3}{96} + \frac{f_z(x)h^2}{16} + \frac{f_z^2(x)h}{8} + \frac{f_z^3(x)}{12} \right)^{-1} dx \right)^{-1}. \quad (18)$$

При этом следует учитывать что формула (17), по которой определяется коэффициент k , справедлива для профиля с функцией (1). Предположим, что в расчете других профилей можно использовать ту же функцию редукции. Чтобы оценить погрешность этого предположения применительно к двум профилям [2,5], был проведен численный эксперимент. Он заключался в том, что для граничных значений параметров проводилось сравнение экспериментальных и редуцированных величин изгибной жесткости. Численный эксперимент показал, что погрешность определения жесткости по формуле (18) не превысила 6 %.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, разработанный полупырический метод состоит в том, что для расчета изгиба профилированной обечайки барабана ШПМ используется аналитическая модель конструктивно-ортотропной оболочки, кольцевая жесткость которой определяется по формуле (12) а редуцированная изгибная жесткость D_p по формуле (18), где значение коэффициента k соответствует выражению (17).

В дальнейшем будут разработаны и исследованы аналитические модели лобовин и различных подкреплений, на основе синтеза которых будет разработана обобщенная параметрическая модель всего барабана ШПМ.

Список литературы

1. **Заболотный, К.С.** Научное обоснование технических решений по повышению канатоемкости и уменьшению габаритов шахтных подъемных машин с цилиндрическими барабанами [Текст]: дис. ... д-ра техн. наук./ К.С. Заболотный. – Д., 1997. – 295 с.
2. **Безпалько, Т.В.** Оптимизация по канато-емкости проектных параметров барабанов шахтных подъемных машин [Текст]: дис. ... канд. техн. наук./ Т.В. Безпалько. – Д., 2004. – 209 с.
3. **Яновский, Ю.Г.** Композиты на основе полимерных матриц и углеродно-силикатных нанонаполнителей. Квантово-механическое исследование механических свойств, прогнозирование эффекта усиления. [Текст] / Ю.Г. Яновский Е.А. Никитина, С.М. Никитин, Ю.Н. Карнет // Механика композиционных материалов и конструкций. – 2009. – Т. 15, – № 4. – С. 566–589.
4. **Андрианов, И.В.** Метод усреднения в статике и динамике ребристых оболочек [Текст] / И.В. Андрианов, В.А. Лесничая, Л.И. Маневич. – М.: Наука, 1985. – 223 с.
5. **Димашко, А.Д.** Шахтные электрические лебедки и подъемные машины [Текст] / А.Д. Димашко, И.Я. Гершиков, А.А. Кренивч // Справочник. – М.: Недра, 1973. – 363 с.

Рукопись поступила в редакцию 16.04.12

УДК 622.7

Г.Г. ГУБИН, канд. техн. наук., доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

К ВОПРОСУ О ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ОСНОВАХ ИНТЕНСИФИКАЦИИ СГУЩЕНИЯ КОЛЛОИДНЫХ СУСПЕНЗИЙ

Рассмотрены научные предпосылки интенсификации сгущения водных коллоидных суспензий. Показано влияние различных физико-химических факторов на ускорение осаждения коллоидных частиц.

Сгущение является важным технологическим процессом удаления влаги особенно при обогащении каолиновых глин. Отличительной особенностью каолина является наличие в нем коллоидной и предколлоидной дисперсности. Суспензии каолина сгущаются очень медленно из-за их устойчивости, что значительно удорожает переработку. Поэтому изучение интенсификации сгущения является важным и актуальным.

Устойчивость или коагуляция дисперсной системы результат наличия двойного электрического слоя (ДЭС) и скачка потенциала на границе раздела двух фаз, поскольку это связано, в частности, с электростатическим взаимодействием коллоидных частиц.

Б.В. Дерягиным была создана теория, уточненная совместно с Л.Д. Ландау, базирующаяся на учете сил, действующих между частицами, и независимо Фервеем и Овербеком предложена теория коагуляции лиофобных (гидрофобных) коллоидов, которая носит имя этих ученых – теория ДЛФО [1,2].

Процесс коагуляции дисперсных систем, не подверженных влиянию внешних силовых полей, в основном определяется совместным действием таких факторов, как ионно-электростатическое взаимодействие (ИЭВ) ДЭС частиц и молекулярное притяжение Лондона-Ван-дер-Ваальса.

Силы ионно-электростатического отталкивания проявляются при перекрытии односторонних ионных атмосфер частиц под влиянием броуновского движения. Возникающие силы являются результатом повышения плотности энергии ионно-электростатического поля в зоне перекрытия двойных слоев. Б.В. Дерягин рассчитал ионно-электростатическую составляющую расклинивающего давления, т.е. разность сил, действующих в не перекрытой и перекрытой области двойных слоев частиц. При этом считалось, что система взаимодействующих частиц находится в равновесии с окружающей средой и принималась модель Гуи-Чапмена структуры ДЭС [3] и теория растворов сильных электролитов Дебая-Гюккеля.

Согласно Б.А. Дерягину на очень малых межповерхностных расстояниях двух взаимодействующих разнородных пластин ИЭВ являются силами притяжения, переходящие с увеличением расстояния в силы отталкивания. Высота образующегося при этом потенциального барьера определяется потенциалом поверхности заряженной слабее.

Молекулярные силы Ван-дер-Ваальса, действующие между коллоидными частицами одной природы, всегда являются силами притяжения. Эти силы обладают большим радиусом действия и играют важную роль в теории устойчивости и коагуляции.

Межмолекулярные силы состоят из трех разновидностей: ориентационного диполь-дипольного взаимодействия, индукционного и дисперсионного. Основной вклад во взаимодействие молекул вносят дисперсионные силы Лондона и поэтому их часто называют Силами Лондона-Ван-дер-Ваальса.

Будет ли дисперсная система устойчивой, или же она станет проявлять тенденцию к коагуляции, зависит от величины и знака результирующей энергии взаимодействия, представляющей сумму ионно-электростатического отталкивания и молекулярной энергии притяжения Лондона-Ван-дер-Ваальса.

Теория ДЛФО является основой технологических процессов, управление которыми зависит от введения в коллоидную систему реагентов-коагулянтов или стабилизаторов. Но из-за необходимости соблюдения экологической безопасности все больше применение находят безреагентные способы, одним из которых является наложение на систему внешнего электрического поля.

В этом случае для расчета полной энергии взаимодействия частиц необходимо учитывать дополнительную энергию поляризации двойных электрических слоев частиц. В результате по-

ляризации локально нарушается компенсация заряда участка поверхности частицы прилежащим участком двойного слоя, хотя полный заряд частицы вместе с двойным слоем равен нулю.

Появляется электрическое поле частицы, выходящее за пределы двойного слоя. Под влиянием поляризационных сил частицы образуют цепочки, вытянутые вдоль направления внешнего поля. Для частиц сблизившихся на достаточно малые расстояния, становится существенной энергия взаимодействия перекрывающихся диффузных обкладок их двойных электрических слоев. Под действием внешнего электрического поля двойные слои деформируются и соответственно изменяется ИЭВ. Таким образом, наложение внешнего поля на дисперсную систему приводит к появлению дальнедействующих поляризационных сил и к изменению сил ИЭВ.

Наиболее полно влияние электрического поля на коллоидные системы освещен в работах О.Г. Усыррова, И.Ф. Ефремова, О.В. Смирнова, Ю.Ф. Дейнеги, С.С. Духина, В.Р.Эстрела-Льописа.

Установлено, что под действием поля из коллоидных частиц и капель эмульсий образуются цепочные агрегаты, ориентированные вдоль вектора напряженности. Этот эффект был использован при обработке технологических растворов, а также в технологии очистки природных и сточных вод.

Результатом совместного действия электростатических сил отталкивания и молекулярных сил притяжения является формирование вблизи поверхности частицы и на некотором удалении от нее двух потенциальных ям, разделенных энергетическим барьером [4]. При снижении заряда частиц уменьшаются силы отталкивания, и уменьшается высота барьера, а глубина потенциальных ям увеличивается. И если глубина ям достаточно велика, то происходит процесс коагуляции.

Качественный анализ эффекта электрокоагуляции выполнен О.В. Смирновым на основе теории ДЛФО с учетом дополнительной составляющей энергии диполь-дипольного взаимодействия

$$W_0 = W_m + W_{эс} + W_{дп},$$

где W_0 - полная энергия; W_m - энергия молекулярного взаимодействия частиц; $W_{эс}$ - энергия электростатического взаимодействия частиц; $W_{дп}$ - энергия диполь-дипольного взаимодействия частиц.

Результаты расчета показывают, что при напряженности поля $E=5$ кВ/м глубина потенциальной ямы при взаимодействии частиц понижается на величину порядка $(2-5)kT$ по сравнению с взаимодействием частиц без электрообработки [5], где k - постоянная Больцмана, а T - абсолютная температура. Для различных Ψ_s - потенциалов частиц (скачок потенциала в плотной части ДЭС) и напряженности поля даже при низкой устойчивости частиц ($\Psi_s=1-4$ мВ) напряженности поля 2 кВ/м увеличивает глубину ямы на величину порядка kT , что явно недостаточно для эффективной коагуляции частиц, особенно с высоким значением Ψ_s - потенциала. Значительный эффект действия поля проявляется при напряженностях 10 и 30 кВ/м, однако такая напряженность поля используется довольно редко.

Анализ данных по изучению влияния электрического поля на дисперсные системы во многих случаях показывает, что не всегда учитывается вклад электрохимической и электролитической составляющих воздействия поля [6].

Электрокоагуляция как метод превращения примесей (частиц) коллоидной степени дисперсности до грубодисперсного состояния основывается на множестве физико-химических процессов, протекающих в жидкой фазе под действием электрического тока.

Как и любой другой коагуляционный процесс, электрокоагуляция может протекать за счет энергетических изменений на границе раздела «частица-жидкость» и изменения кинетических факторов. Для частиц с низкой устойчивостью ($\zeta < 20$ мВ) кинетические факторы играют преобладающую роль, для частиц с высокой устойчивостью ($\zeta > 20$ мВ) требуется нарушение равновесия на границе раздела с целью снижения заряда частиц, изменения толщины ДЭС или адсорбционно-сольватных слоев на поверхности.

Учитывая имеющиеся представления о механизме электрокоагуляции, последняя характеризуется протеканием следующих процессов.

Электростатическая (поляризационная) коагуляция - диполь-дипольное взаимодействие коллоидных частиц за счет действующих сил притяжения, возникающих при наложении электрического поля напряженностью $Eэ$.

Электрохимическая коагуляция - взаимодействие частиц при изменении их заряда или толщины ДЭС за счет изменения физико-химических свойств раствора (жидкой фазы) в межэлектродном объеме или приэлектродных слоях.

Электролитическая коагуляция - взаимодействие частиц при введении потенциалобразующих ионов металлов за счет электрохимического растворения электродов.

Гидродинамическая коагуляция - слипание частиц за счет увеличения числа их столкновений при перемешивании жидкости (жидкой фазы) в электролизере. Перемешивание может осуществляться как продуктами электрохимических реакций (электролизные газы, конвективные потоки и т.д.), так и за счет конструктивных приемов выполнения электродных систем.

Концентрационная коагуляция - увеличение числа столкновений частиц в межэлектродном объеме при их транспорте, осаждении на электродах и т.п.

Для выделения мелкодисперсной фазы из жидкости суспензию надо концентрировать и затем коагулировать. Реагентные методы, основанные на добавлении к жидкости электролитов-коагулянтов или флокулянтов, требуют затем их вывода из жидкости. Процесс этот приводит к образованию большого количества промывных вод и плохо поддается автоматизации.

Электроосаждение, в соответствии с существующей теорией, условно рассматривается как процесс состоящий из трех стадий. На первой стадии под влиянием внешнего электрического поля происходит транспорт частиц из объема суспензии в приэлектродную область. На второй стадии происходит концентрация частиц у поверхности электрода. Частицы начинают образовывать объемно-пространственную структуру с частичной коагуляцией. На третьей стадии происходит уплотнение сконцентрированной у электрода дисперсной фазы и максимальная коагуляция.

С учетом изложенных теоретических предпосылок в настоящей статье рассмотрены особенности сгущения тонкодисперсных каолиновых суспензий в гравитационно-электрическом поле.

Изучение поведения каолиновых суспензий проводилось в основном на примере стационарных сильноразбавленных суспензий [7].

Все известные работы, исследовавшие движение дисперсной среды в гравитационном, электрическом или комбинированном полях относились к суспензиям с массовой долей твердого не более 1 %. Это связано с тем, что движение дисперсной фазы при низких концентрациях происходит без значительного взаимовлияния частиц друг на друга. Однако при массовой доле твердого 1 % и более на механизм движения частиц оказывают влияние не только соседние частицы, но и гидродинамические потоки, связанные с конвективными процессами, перепадом концентрации, перемешиванием и т.д.

В данной работе сделана попытка учета этих явлений при исследовании кинетики сгущения каолиновой суспензии с массовой долей твердого 4-8 % в гравитационно-электрическом поле.

Анализ данных, полученных в результате проведенных исследований, показал, что:

с повышением рН увеличивается скорость движения частиц. Это значит, что электрическая природа поверхности каолиновых частиц изменяется с изменением рН среды;

электрическая природа поверхности каолина при низких значениях рН-положительная, т.к. при этом скорость перемещения частиц при наложении электрического поля меньше, чем без него;

электрическая природа каолина при высоких значениях рН отрицательная, т.к. в этом случае скорость перемещения частиц при наложении электрического поля значительно больше, чем без него;

электрическая природа каолина нейтральна при рН=4-8, поскольку скорость перемещения частиц при наложении электрического поля не изменяется.

Установлено, что скорость движения частицы к аноду в гравитационно-электрическом поле уменьшается с увеличением массовой доли твердого в исходном продукте. Так, при массовой доле твердого 2,4,6 и 12% и времени выдержки под действием электрического поля 12 мин скорость перемещения частиц соответственно составляла $9,58 \cdot 10^{-5}$; $1,38 \cdot 10^{-5}$; $1,11 \cdot 10^{-5}$ и $0,63 \cdot 10^{-5}$ м·с⁻¹.

Скорость перемещения каолиновых частиц к аноду при наложении электрического поля возрастает с увеличением напряжения. Например, при сгущении 4%-й суспензии каолина при

напряжениях 25; 35; 42,5В на 55-й минуте скорость перемещения частиц соответственно была $13,3 \cdot 10^{-6}$; $18 \cdot 10^{-6}$ и $29,0 \cdot 10^{-6}$ м·с⁻¹.

Таким образом, в результате проведенных экспериментов исследован ряд параметров интенсификации сгущения каолиновой суспензии при воздействии на нее внешнего электрического поля. Данный процесс можно осуществлять в радиальных, полочных и других типах сгустителей.

Список литературы

1. Дерягин Б.В., Ландау Л.Д. Теория устойчивости сильно заряженных лиофобных золь и слипания сильно заряженных частиц в растворах электролитов. Журнал экспериментальной и теоретической физики, 1945. Т.15, №11. - С. 663-681.
2. Verwey E.J.W. Overbeek J.Th.G. Theory of the stability of Lyophobic Colloids. - Amsterdam.- 1948. – 216 p.
3. Gouy. Constitution of the Electric Charge at the Surface of an Electrolyte. Journal de Physique, 1970. v. 9, № 6. – p.457-468.
4. Духин С.С., Эстрела-Льопис В.Р., Жалковский Э.К. Электроповерхностные явления и электрофильтрация. К.: Наукова думка, 1985. - 288 с.
5. Грановский М.Г., Лавров И.С., Смирнов О.В. Электрообработка жидкостей. Л.: 1976. - 160 с.
6. Яковлев С.В., Краснобородько И.Г., Рогов В.М. Технология электрохимической очистки воды. Л.: 1987. - 312 с.
7. Пулит В.В. Нестационарный электроосмос и его роль в процессе уплотнения дисперсии. Дисс. канд. химич. наук.- Л., 1983. - 223 с.

Рукопись поступила в редакцию 09.04.12

УДК 622.775

С.А. РЫЛЬКОВ, науч. сотр. ОАО НИПИ «Механобрчермет»

К.В. НИКОЛАЕНКО, канд. техн. наук, доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОСОБЕННОСТИ ОСАЖДЕНИЯ СОЕДИНЕНИЯ ВАНАДИЯ И ЖЕЛЕЗА ИЗ РАСТВОРА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОТРАБОТАННЫХ ВАНАДИЕВЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ

Описаны теоретические расчеты термодинамических параметров реакций осаждения ванадия и железа в щелочном растворе. Выполнены аналитические исследования осаждения ванадия и железа из искусственно приготовленных растворов. Приведены результаты исследований, подтверждающие теоретические расчеты и аналитические эксперименты.

Из сернокислого раствора системы $VOSO_4 - FeSO_4$ действием щелочи выделяется гидроксиды ванадия и железа (II).

О принципиальной возможности этих реакций, их направлении можно судить, рассчитав для стандартных условий величину изменения свободной энергии (энергии Гиббса, ΔG°).

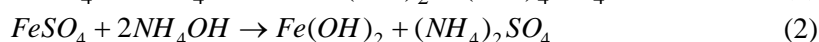
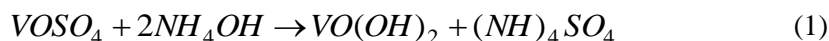
Согласно второму закону термодинамики следует, что любой самопроизвольный процесс (химическая реакция) может протекать в том направлении, при котором в системе происходит уменьшение свободной энергии ΔG .

Для системы $aA + bB \rightleftharpoons \tilde{n}\tilde{N} + dD$.

Свободная энергия этой системы

$$\Delta G^0 = c[G_{\text{опр}}^0(C)] + d[G_{\text{опр}}^0(D)] - a[G_{\text{опр}}^0(A)] - b[G_{\text{опр}}^0(B)] \cdot$$

Для реакций:



рассчитали энергии Гиббса (ΔG^0), используя данные энергий образования исходных и полученных продуктов реакций [3] сведены в табл. 1.

Таблица 1

Значения свободных энергий образования исходных и полученных продуктов реакций осаждения						
Вещество	$VOSO_4$	NH_4OH	$VO(OH)_2$	$FeSO_4$	$Fe(OH)_2$	$(NH_4)_2SO_4$
ΔG° , кДж/моль	-1204	-263	-887	-847	-459	-901

Для реакций осаждения ванадила

$$\Delta G^0 = (-887) + (-901) - (-1204) - 2(-263) = -58 \text{ кДж/моль.}$$

Для реакций осаждения железа (II):

$$\Delta G^0 = -459 + (-901) - (-847) - 2(-263) = -13 \text{ кДж/моль.}$$

Для этих реакций свободная энергия – величина отрицательная и незначительная. Из этого следует, что идет самопроизвольное превращение всех реагирующих веществ в продукты реакции в стандартных условиях.

Состояние гетерогенности равновесия между насыщенным водным раствором малорастворимого электролита $Mm Aa$ и осадком этого вещества опишем как



характеризуется произведением растворимости PP

$$PP = [M^{V+}]^m \cdot [A^{V-}]^a.$$

Для исследуемых реакций осаждения ванадила и железа (II) из серноокислых растворов аммиака равны при $t = 298^\circ\text{K}$ соответственно

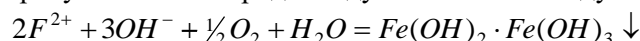
$$PP = [VO^{2+}] \cdot [OH^-]^2 = 7,1 \cdot 10^{-22}$$

$$PP = [Fe^{2+}] \cdot [OH^-]^2 = 7,9 \cdot 10^{-16}.$$

Сравнивая произведения растворимости соединений $VO(OH)_2$ и $Fe(OH)_2$, делаем вывод, что гидроксид ванадила первым осаждается из раствора.

Если при $pH \leq 2$ серноокислый раствор ванадила устойчив, то при осторожном подщелачивании начинает выпадать гидроксид ванадила или гипованадиевая кислота ($VO(OH)_2$, H_2VO_3). При $pH \approx 4$ осаждается гидроксид ванадила серовато-бурого цвета [1].

Гидроксид железа (II) осаждается при $pH=6-7$, образуя осадок зеленого цвета. Однако, следует учитывать, что в присутствии кислорода воздуха возможна следующая реакция



Полученный осадок приобретает коричнево-зеленый цвет. $Fe(OH)_3$ начинает осаждаться при $pH > 2,2$, полное осаждение происходит при $pH > 6$. произведение растворимости $Fe(OH)_3$ равно $2,2 \cdot 10^{-42}$. поэтому необходимо соблюдать условия при которых окисление воздуха будет минимальным.

Соединения ванадия (IV) (оксиды и гидроксиды) являются амфотерными. При $pH=8-10$ $VO(OH)_2$ растворяется. Как V_2O_4 так и $VO(OH)_2$ при растворении в щелочах образуют соли поливанадиевой кислоты $H_2V_4O_9$ или $H_2V_2O_5$, называемые ванадиевокислыми, ванадитами и гипованадатами [1].

Таким образом, с учетом изложенного при осаждении ванадила для полноты его выделения из раствора и уменьшения образования осадка $Fe(OH)_2$ большое значение имеет поддержание ред-окспотенциала на уровне $pH=4-4,5$.

В подтверждение сделанного вывода выполнено аналитическое титрование раствора выщелачивания содержащего $V(IV)$ и $Fe(II)$. Титрование выполнялось водным раствором аммиака (NH_4OH).

Выбор раствора осадителя объясняется тем, что при осаждении ванадила поддержание pH равное 4-4,5 возможно лишь аммиаком. Аммиачный раствор имеет более низкий pH по сравнению со щелочным раствором и позволяет регулировать pH осаждения.

Осаждение раствором щелочи ($NaOH$) при ее стехиометрическом расходе на единицу ванадия не позволяет удерживать pH в заданных пределах. Применение щелочи повышает значение pH до 6-7 ед., что ведет к активному осаждению железа и растворению из уже осевшего осадка ванадата.

Для аналитического титрования было приготовлено 100 мл раствора выщелачивания, моделирующего систему $VOSO_4 - FeSO_4$ (ванадил - сульфат железа), полученного в результате восстановительного выщелачивания V^{+5} до V^{+4} в присутствии порошка железа металлического. Кривая титрования приведена на рис. 1, а на рис. 2 показано изменение водородного показателя после выдерживания в нем осадка $VO(OH)_2 - Fe(OH)_2$.

Расчетные данные для титрования, основные показатели раствора титрования, титруемого раствора и полученного осадка приведены в табл. 1-3.

Полученные в результате титрования данные полностью подтвердили термодинамические

расчеты по осаждению в системе - FeSO_4 (ванадил - сульфат железа), показывающие, что при значении pH равном 4-5 ванадий первым осаждается из раствора практически полностью, а железо при этом только начинает осаждаться и еще находится в растворе. Таким образом, с учетом вышеизложенного при осаждении ванадила для полноты его выделения из раствора и уменьшения образования осадка $\text{Fe}(\text{OH})_2$ большое значение имеет поддержание редокспотенциала на уровне $\text{pH}=4-4,5$.

Таблица 1

Условия титрования

Параметры	Значения
Время титрования, час	1
Температура раствора, °C	24
Время отстаивания осадка после титрования, час	1

Таблица 2

Показатели раствора титрования

Параметры	Значения
Массовая доля NH_4OH в растворе, %	10
Объем раствора титрования, мл	4
Плотность раствора титрования, $\text{кг}/\text{дм}^3$	0,958
Температура раствора титрования, °C	24

Таблица 3

Показатели титруемого раствора

Параметры	Значения
Объем выщелоченного раствора, мл	100
Массовая доля ванадия (V) в растворе, $\text{г}/\text{дм}^3$	0,1
Массовая доля железа ($\text{Fe}_{\text{общ}}$) в растворе, $\text{г}/\text{дм}^3$	2,2
Массовая доля ванадия (V) в осадке, %	32,93
Массовая доля железа ($\text{Fe}_{\text{общ}}$) в осадке, %	0,86
Масса полученного после титрования осадка, г	0,728

Следующим этапом лабораторных исследований было осаждение ванадия из растворов, полученных при «выщелачивании - измельчении» отработанных ванадиевых катализаторов в шаровой мельнице.

Основная задача в процессе осаждения - это получение продукта с максимальной массовой долей V_2O_5 и более низким железом из раствора.

Если использование металлического порошка было ограничено стехиометрическим расчетом с учетом избытка в 1,3-1,4 раза, то при «измельчении-выщелачивании» было многократное превышение восстановителя из-за значительной массы шаров.

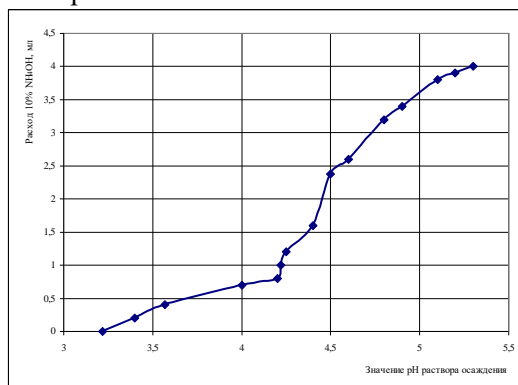


Рис. 1. Кривая титрования раствора $\text{VOSO}_4 - \text{FeSO}_4$ 10% раствором NH_4OH

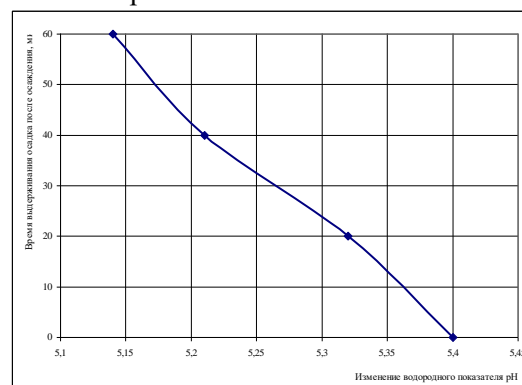


Рис. 2. Изменение водородного показателя раствора осаждения от времени выдерживания осадка в нем

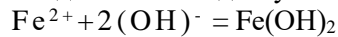
Поэтому, переход железа в раствор при «выщелачивании - измельчении» был значительно выше. Если при выщелачивании с порошком железа массовая доля железа составляла $5,5 \text{ г}/\text{дм}^3$, то в случае совмещения операций от 12 до $25 \text{ г}/\text{дм}^3$, при 20 и 60 мин соответственно. При этом

получено максимальное содержание V_2O_5 в растворе за 20-30 минут процесса при массовой доле железа $12,7 \text{ г/дм}^3$.

В сернокислотных растворах выщелачивания с $\text{pH} > 2$ (2-2,5) при массовой - $12-13 \text{ г/дм}^3$, имеющих характерную синюю окраску V (которая появляется при массовой долей V_2O_5 более $0,1 \text{ г/дм}^3$), соединения ванадия представлены $(VO_2)4^+$, при гидролизе образуются ионы ванадила $VO(OH)$ и $(VO)_2(OH)_2^{2+}$, при $\text{pH} \sim 4$ из раствора осаждается гидроксид ванадила в виде серо-бурого осадка $(VO(OH)_2)$ [2].

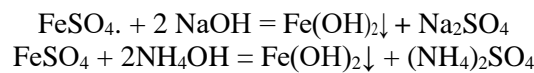
В присутствии значительного количества железа цвет раствора изменяется от синезеленого до зелено-желто-черного в зависимости от массовой доли железа.

Из раствора осаждается гидроксид железа без доступа воздуха при $\text{pH} = 7, 7$.

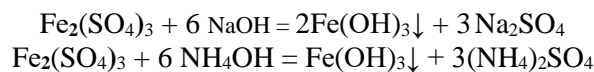


В присутствии воздуха в растворе и в свободном объеме мельницы коричнево-зеленый раствор содержит ионы железа Fe^{2+} и Fe^{3+} .

Во времени Fe^{2+} окисляется до Fe^{3+} . Реакции осаждения из раствора железа Fe (2) и Fe (3) следующие:

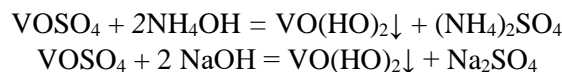


и



$Fe(OH)_3$ начинает осаждаться при $\text{pH} = 2,2$, оставаясь в коллоидном состоянии до $\text{pH} = 7$, и осаждается полностью из раствора при $\text{pH} \sim 8$ [3;4]. Раствор трудно фильтруем.

Соединения ванадия осаждаются из раствора при $\text{pH} \sim 4$, а при $\text{pH} \sim 8$ начинает идти растворение осажденных соединений. Осаждение ванадия идет по реакции:



Зависимости массовой доли V_2O_5 и Fe в осадках и их остаточных массовых долей в растворах осаднений от значения pH осаднения представлены на рис. 1 и 2.

На полное осаждение соединений ванадия и железа из растворов и нейтрализацию остаточной H_2SO_4 по стехиометрическому расчету требуется: на 1 ед. V - 0,4 ед. NaOH (100%)

- 1 ед. Fe - 0,7 ед. NaOH (100%)
- 1 ед. H_2SO_4 - 1,2 ед. NaOH (100%)
- 1 ед. V - 0,73 ед. NH_4OH (100%)
- 1 ед. Fe - 0,8 ед. NH_4OH (100%)
- 1 ед. H_2SO_4 - 1,4 ед. NH_4OH (100%).

По результатам исследований на осаждении ванадия и железа расходовалось на 30-40% меньше осадителя, так как в осадок переходило 75- 80 % V_2O_5 и менее половины железа.

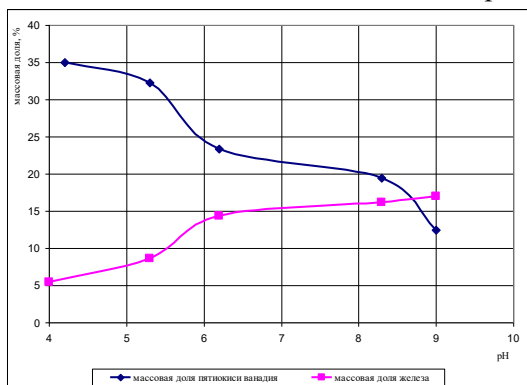


Рис. 1. Изменение массовой доли V_2O_5 и Fe в осадочном продукте от pH , полученном по схеме с совмещением операций

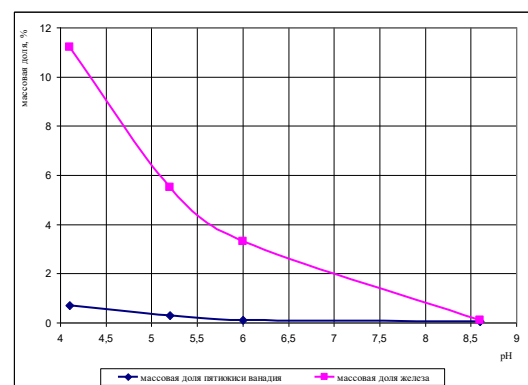


Рис. 2. Изменение массовой доли V_2O_5 и Fe в растворе осаднения от pH , полученном при совмещении операций

При осаждении до pH 7-7,7 расход осадителя близкий к расчетному с учетом избытка в 1,2 и 1,3 раза. Использование в качестве осадителя аммиака или щелочи принципиально и повлияет на качество осадка и скорость осаждения.

При раздельном осаждении при различных pH (4 и 7) получены продукты, имеющие массовые доли $V_2O_5 = 30-35\%$ и $Fe = 5,5-10\%$, $V_2O_5 = 3-5\%$ и $Fe = 7-12\%$ соответственно. Для продуктов осаждения из раствора выщелачивания в присутствии железного порошка, значение pH не принципиально, т.к. количество Fe перешедшее в раствор, не значительно, по сравнению с предлагаемым способом. Для осаждения из растворов выщелачивание без измельчения, значения pH - 7, соответствует показателям испытаний на ВГГМК.

Выводы. 1. Выполненный расчет термодинамического параметра - величины изменения свободной энергии (энергии Гиббса, ΔG°) для реакций осаждения ванадия и железа из сернокислого раствора выщелачивания под действием щелочного агента показал, что для этих реакций ΔG° величина отрицательная и незначительная, что идет самопроизвольное превращение реагирующих веществ в продукты реакции в стандартных условиях. Сравнив произведение растворимости продуктов реакции ванадила $VO(OH)_2$ и гидроокиси $Fe(OH)_2$ сделали вывод о том, что гидрооксид ванадила выпадает из раствора первым.

2. Учитывая, что гидрооксид ванадила начинает выпадать из раствора при $pH \geq 2$ и активно выделяется до pH-4-4,5, а при $pH > 7$ начинается его растворение, оптимальный pH осаждения - 4-4,5.

3. Для снижения массовой доли железа в растворе, зная, что $Fe(OH)_2$ осаждается при $pH = 6-7$, необходимо поддерживать pH осаждения - 4-4,5. Выбран реагент осадитель - аммиак. Это объясняется тем, что водный аммиак имеет меньший pH по сравнению с водным раствором щелочи и позволяет удержать pH осаждения на уровне 4-4,5. Гидрооксид натрия при его стехиометрическом расходе на единицу ванадия не позволяет удержать pH в заданных пределах.

4. Выполненное аналитическое титрование раствора, содержащего V(IV) и Fe(II) полностью подтвердило теоретические термодинамические расчеты осаждения в системе ванадил-сульфат-железа ($VOSO_4-FeSO_4$) показывают, что при $pH = 4-4,5$ ванадий первым осаждается из раствора, а железо при этом только начинает осажаться и еще находится в растворе.

5. По итогам анализа двух схем обогащения ОВК (традиционной с реакторным выщелачиванием и предложенной с совмещением операций) была выбрана наиболее эффективная, позволяющая оптимизировать процесс.

6. При осаждении из растворов измельчения – выщелачивания при раздельном осаждении при pH-4 и pH-7 возможно получение двух продуктов: богатый (30-35 % V_2O_5) и бедный (3-5 % V_2O_5) ванадием.

Оба продукта могут быть использованы при легировании стали.

Список литературы

1. Музгин В.Н., Химзина Л.Б., Золотавин В.Л., Безруков И.Я. Аналитическая химия ванадия. Серия: «Аналитическая химия элементов», М.: Наука, 1981. - 216 с.
2. Лурье Ю.Ю. Справочник по аналитической химии. М.: Химия, 1971.
3. Лидин Р.А., Андреева Л.Л., Молочко В.Л. Справочник неорганической химии. - М: Химия, 1987. - 320 с.

Рукопись поступила в редакцию 23.06.12

УДК 622.272:624.191.5

А.Н. РОЕНКО, д-р. техн. наук., проф., Национальный горный университет

С.А. ХАРИН, канд. техн. наук., доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ПОРОД НА ИЗМЕНЕНИЕ СТРУКТУРЫ ПРОХОДЧЕСКОГО ЦИКЛА В ШАХТНЫХ СТВОЛАХ

Рассмотрено влияние прочностных свойств пород на соотношение времени операций проходческого цикла при строительстве стволов различного диаметра. Установлены зависимости скорости проходки стволов от коэффициента крепости пород.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Горнорудное производство является важнейшим поставщиком сырья для металлургии Украины и заметным фактором, обеспечивающим экспорт страны. Активная работа отрасли, имеющая место сегодня, должна подкрепляться, в частности, интенсивными усилиями в направлении научно-технического обеспечения, проектирова-

ния и строительства глубоких шахт в различных условиях.

Анализ исследований и публикаций. Анализ ранее опубликованных результатов исследований и современного состояния практики проектирования глубоких железорудных шахт указывает на необходимость более детального учета весьма разнообразного влияния на темпы проведения выработок различных свойств массива.

Постановка задачи. Исследовать особенности определения организационно-технических параметров строительства стволов под влиянием изменения прочности горных пород, в которых осуществляется строительство.

Изложение материала и результаты. Исследование выполнено при фиксированном времени проходческого цикла (42 ч), при следующих условиях: проходка осуществляется обычным способом с применением буровзрывных работ по совмещенной схеме. Стволы закреплены монолитным бетоном. В исследовании последовательно рассмотрены случаи изменения темпов строительства стволов диаметром в проходке $D=6$ м и $D=8$ м и структуры времени проходческого цикла при изменении коэффициента крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова от $f=8$ до $f=20$ при использовании средств погрузки породы эксплуатационной производительностью $P=2$ м³/ч, $P=4$ м³/ч и $P=10$ м³/ч.

Увеличение коэффициента крепости пород существенным образом снижает производительность (B) средств бурения шпуров в забое (рис. 1).

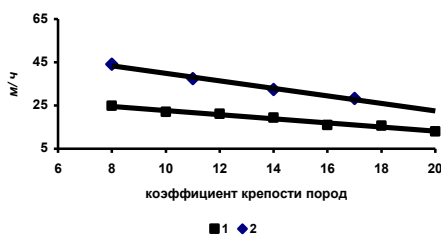


Рис. 1. Зависимость производительности средств бурения от крепости пород: 1 - для ствола $D = 6$ м; 2 - для ствола $D = 8$ м

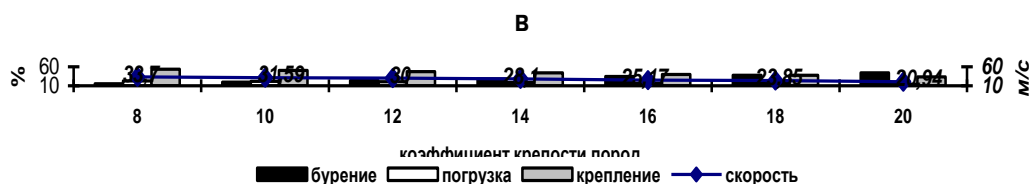
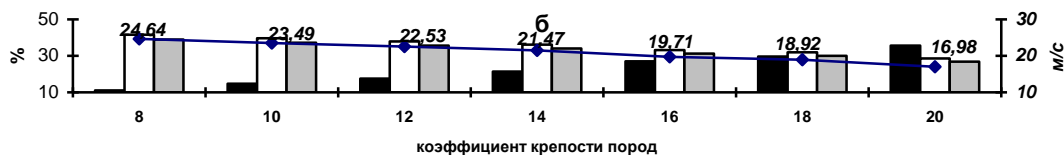
Для стволов $D=6$ м и $D=8$ м в общем виде она может быть описана выражениями соответственно как $B=-0,9482f+32,118$ и $B=-1,7504f+57,44$. На производительность других проходческих средств крепость пород, по крайней мере, в пределах рассматриваемого нами диапазона значений, не оказывает существенно-

го влияния (некоторое, но не слишком большое, снижение производительности средств погрузки породы может наблюдаться при ее очень высокой крепости).

Для ствола диаметром в проходке $D=6$ м, при низком значении эксплуатационной производительности средств погрузки породы, $P=2$ м³/ч, при всех значениях коэффициента крепости пород имеет место доминирование времени погрузки породы в структуре проходческого цикла (рис. 2).



Рис. 2. Удельный вес времени операций и скорость проходки ствола диаметром 6 м при различной крепости пород: а - при $P = 2$ м³/ч; б - при $P = 4$ м³/ч; в - при $P = 10$ м³/ч



Продолжение рис. 2.

При $f=8$ (примем этот случай за базовый), ввиду благоприятных условий для бурения шпу-

ров будет иметь место следующее: сравнительно небольшое число шпуров в забое ствола (41 шт.) при значительной их глубине (1,93 м) определит объем работ по бурению в 79,13 м, что, ввиду высокой при такой крепости пород эксплуатационной производительности перфораторов ($B=24,8$ м/ч), что позволит обеспечить низкую продолжительность бурения - 3,19 ч, при этом удельный вес бурения в структуре цикла составит всего 7,59 %. Объем работ по погрузке породы в этом случае будет $48,06 \text{ м}^3$, что из-за низких ее темпов вызовет значительную продолжительность этой операции (24 ч) при 57,22 % ее удельного веса во времени цикла. Уступая по продолжительности погрузке, крепление займет 11,3 ч или 26,89 % времени, при объеме бетонирования $13,9 \text{ м}^3$. При увеличении крепости пород в 2 раза до $f=16$, произойдет значительное возрастание числа шпуров в забое ствола (до 81 шт), но снизится их глубина (до 1,65 м), ввиду принятого нами в качестве условия фиксированного времени проходческого цикла, что в сочетании приведет к росту объема бурения до 133,65 м. В этом случае эксплуатационная производительность средств бурения снизится по сравнению с базовым уровнем до 16 м/ч (в 1,55 раза), продолжительность операции бурения возрастет до 8,35 ч, что составит уже 19,9 % проходческого цикла.

Объем работ по погрузке породы в этом случае будет несколько ниже, чем в базовом и составит $41,09 \text{ м}^3$, продолжительность этой операции также снизится (до 20 ч) при 48,92 % ее удельного веса во времени цикла. Крепление займет 9,65 ч или почти 23 % времени проходки, при объеме бетонирования $11,88 \text{ м}^3$.

При еще большем значении крепости пород, $f=20$, число шпуров достигнет 101 шт., их глубина снизится до 1,47 м, с учетом этого объем буровых работ возрастет до 148,47 м. Эксплуатационная производительность средств бурения снизится по сравнению с базовым уровнем до 13 м/ч (в 1,91 раза), продолжительность операции бурения возрастет до 11,42 ч., что составит 27,19 % проходческого цикла. Уже при $f=18$ в структуре проходческого цикла бурение сравнивается с креплением, а при $f=20$ удельный вес крепления будет наименьшим, 20,49 %. В тоже время уровень затрат времени погрузки будет оставаться весьма высоким – 43,58 %.

Анализ изменения структуры затрат времени проходческого цикла при переходе от ствола диаметром 6 м к стволу диаметром 8 м показал следующее (рис. 3). При высоком значении эксплуатационной производительности средств погрузки породы $P=10 \text{ м}^3/\text{ч}$ и коэффициенте крепости пород $f=8$ в стволе диаметром $D=6$ м структура времени цикла будет выглядеть следующим образом: бурение займет в нем 15 %, погрузка породы 22,7 %, крепление 53,38 %. В то же время, в соответствующем случае, в стволе диаметром $D=8$ м структура времени примет такой вид: бурение займет только 5,6 % (почти в 3 раза меньше), погрузка породы 30,1 % (в 1,33 больше), крепление 53,15 % (весьма близко к сравниваемому).

В рамках рассмотренных нами случаев, при росте эксплуатационной производительности средств погрузки породы, при прочих равных условиях, имеет место заметное увеличение скорости проведения стволов. В большей степени это относится к стволу диаметром $D=8$ м, т.е. стволу с большей площадью поперечного сечения. Так, если при возрастании эксплуатационной производительности средств погрузки с $P=2 \text{ м}^3/\text{ч}$ до $P=4 \text{ м}^3/\text{ч}$ и, например, значения коэффициента крепости пород $f=8$ в стволе $D=6$ м происходит увеличение темпов строительства в 1,45 раза, то в стволе $D=8$ м в 1,55 раза.

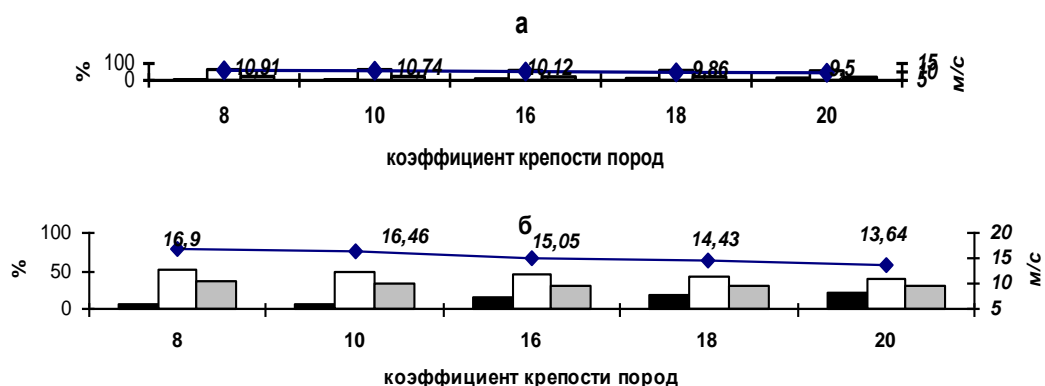




Рис. 3. Удельный вес времени операций и скорость проходки ствола диаметром 8 м при различной крепости пород: а - при $P = 2 \text{ м}^3/\text{ч}$; б - при $P = 4 \text{ м}^3/\text{ч}$; в - при $P = 10 \text{ м}^3/\text{ч}$

При данном диаметре ствола и увеличении эксплуатационной производительности средств погрузки породы снижение темпов проходки выработки при возрастании коэффициента крепости пород будет проявляться интенсивнее при более высоких значениях P . Так, например, для ствола $D=8 \text{ м}$ и $P=2 \text{ м}^3/\text{ч}$, при переходе от $f=8$ к $f=20$ наблюдается уменьшение скорости проходки ствола в 1,148 раза, в то время как при $P=4 \text{ м}^3/\text{ч}$, и соответствующих условиях происходит уменьшение скорости проходки ствола в 1,239 раза. Можно утверждать, что в этом случае будет возрастать значимость такого фактора, как эксплуатационная производительность средств бурения.

Рассмотрим изменения структуры проходческого цикла в породах с очень высокой крепостью. При прочих равных условиях, но при коэффициенте крепости пород $f=20$ в стволе $D=6 \text{ м}$ структура времени цикла будет такова: бурение займет в нем 44 %, погрузка породы 14,11 %, крепление 33,17 %. В стволе $D=8 \text{ м}$ структура времени примет вид: бурение уже 30,14 % (в 1,46 раза меньше), погрузка породы 19 % (в 1,36 больше), крепление 39,21 % (в 1,3 раза больше). Таким образом, переход от ствола диаметром 6 м к стволу диаметром 8 м привел к следующим изменениям структуры времени проходки: при небольшой крепости пород - к сильному сокращению удельного веса операции бурения и некоторому увеличению погрузки. В породах высокой степени крепости можно отметить относительное возрастание в стволах большего сечения удельного веса времени крепления и снижение бурения.

Выводы и направления дальнейших исследований. Таким образом, в результате исследований установлено, что при увеличении крепости пород с $f=8$ до $f=20$ скорость проходки стволов снижается в разных случаях в 1,148-1,61 раза, причем относительная интенсивность падения темпов строительства тем выше, чем на более высоком уровне находится производительность средств погрузки породы и больше диаметр ствола. С ростом крепости пород в структуре времени проходческого цикла будет возрастать удельный вес бурения, в особенности это проявляется при диаметре ствола $D=6 \text{ м}$ и больших значениях P . При стремлении обеспечить высокие скорости строительства ствола, особенно в весьма крепких породах, необходимо использовать сочетание производительного бурового и погрузочного оборудования, в меньшей степени это относится к средствам крепления.

Дальнейшие исследования целесообразно распространить на установление оптимальных параметров проходческого цикла для различных условий.

Рукопись поступила в редакцию 23.06.12

УДК 621.86.067:622.788

Н.Н. БЕРЕЖНОЙ, д-р техн. наук, проф., Я.А. СТОЙКОВА, аспирантка
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

АНАЛИЗ СПОСОБОВ И СИСТЕМ ЗАГРУЗКИ АГЛОМЕРАЦИОННЫХ И ОБЖИГОВЫХ МАШИН КОНВЕЙЕРНОГО ТИПА

Выполнен сравнительный анализ существующих способов и систем загрузки агломерационных и обжиговых машин конвейерного типа. Исследованы методы и способы загрузки позволяющие интенсифицировать процесс спекания шихты и обжига окатышей.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. На сегодня агрегаты конвейерного типа являются самыми распространенными при производстве окучкованного желе-

зородного сирья на території України і стран СНГ. Агломерационные машины производят спекание агломерата методом просасывания газа через зажжённый слой шихты, лежащей на конвейере из спекательных тележек. Окатыши производят по технологии обжига, путем воздействия открытого пламени на слой сырых окатышей находящихся на спекательных тележках, под которыми создается разряжение. Технология производства агломерата и окатышей на машинах конвейерного типа является экономичной, эффективной и, ввиду этого, распространённой. Постоянное усовершенствование делает процессы спекания и обжига еще более экономичными и эффективными.

Агрегаты для производства агломерата и окатышей схожи в основных элементах устройств, которыми являются: загрузочная часть, спекательная или обжиговая часть и разгрузка. Загрузка сырого материала является одной из важнейших операций, отвечающей за эффективность процесса спекания или обжига и качество готовой продукции. Загрузочное устройство как агломерационной, так и обжиговой машины должно обеспечивать равномерную, мягкую укладку шихтовых материалов без уплотнений слоя и без разрушения кусочков аглошихты и комочков сырых окатышей. Однако, загрузочное устройство для производства сырых окатышей должно обеспечивать более бережную укладку. Поэтому агломерационную шихту традиционно загружают с помощью системы загрузки состоящей из промежуточного бункера, барабанного питателя и загрузочного отражательного листа, а сырые окатыши - устройством, содержащим стационарный подающий ленточный конвейер и роликовый укладчик. Данные устройства не способствуют формированию слоя с наиболее эффективными способностями к спеканию и обжигу, не снижают негативное влияние зоны переувлажнения или не способны интенсифицировать процесс сушки сырых окатышей.

Известны многочисленные способы и устройства для загрузки шихтовых материалов, которые позволяют производить укладку слоя аглошихты или сырых окатышей с лучшей организацией материалов, тем самым улучшая процессы спекания и обжига.

Анализ исследований и публикаций. Для загрузки агломерационной шихты успешно применяются в мировой практике модернизированные традиционные загрузочные устройства на базе барабанных питателей с различными модификациями стабилизаторов, плоских, роликовых и других укладчиков и рыхлителей шихты. Недавние исследования [1] загрузочных устройств агломерационной машины показали целесообразность укладки слоя с обеспечением его сегрегации по крупности. Так, большие кусочки должны находиться внизу слоя, чтобы успеть равномерно подогреться к началу процесса спекания и обеспечить лучшую газопроницаемость в нижних горизонтах слоя, которые обычно «страдали» из-за конденсации влаги. Более мелкие кусочки, которые спекаются быстрее и содержат больше топлива, ввиду меньшей крупности топлива содержащегося в шихте, загружаются сверху. Благодаря этому обеспечивается лучшая газопроницаемость слоя и повышается качество готового агломерата из-за более полноценного протекания процесса.

Наиболее эффективные загрузочные устройства, обеспечивающие распределение фракции от более крупной в нижних горизонтах слоя до самой мелкой в верхних, т.е. сегрегацию по крупности по высоте слоя, представленные в работах [2,3], показаны на рис. 1.

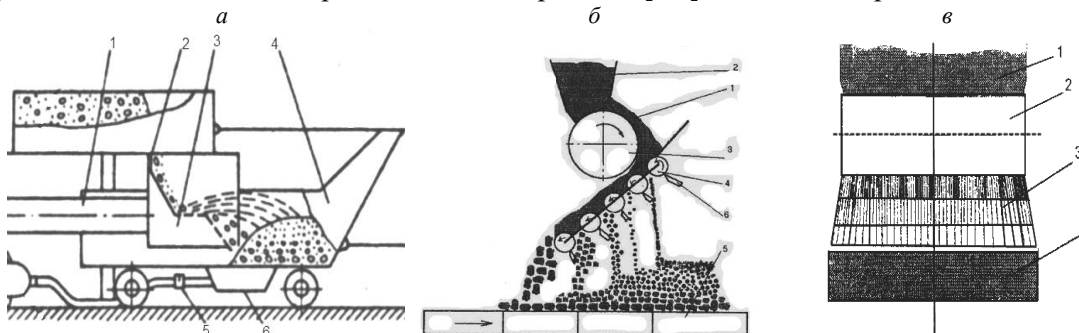


Рис. 1. Загрузочные системы для укладки аглошихты, обеспечивающие сегрегацию материалов по крупности по высоте слоя: *а* – пневматическое загрузочное устройство (1 - направленный поток воздуха; 2 - материал; 3 - пневматическая камера; 4 - спекательная часть агломашин; 5,6 – воздухоотводящая система); *б* – загрузочная система с управляемой сегрегацией шихты с применением валкового грохота (1 - поток шихты; 2 - промежуточный бункер; 3 - барабанный питатель; 4 - валковый грохот; 5 - паллеты; 6 - ножи); *в* – модифицированная традиционная загрузочная система с наклонным вибрационным грохотом (1 - шихта, 2 - барабанный питатель, 3 - наклонный вибрационный грохот с переменными сечениями ячеек)

В работе [2] (рис. 1а) исследовали способ загрузки шихты на спекательные тележки агломерационной машины путем использования энергии сжатого воздуха. Обработка шихты воздухом при загрузке приводит к сегрегации частиц по крупности, а также к перераспределению по высоте слоя твердого топлива и известняка. Пневматическая загрузка позволяет получить слой шихты с более рыхлой структурой. Об этом свидетельствуют также и увеличение высоты слоя шихты на тележке после пневматической загрузки, причем изменения высоты слоя и его относительной газопроницаемости соответствуют друг другу. Однако, при таком способе загрузки система значительно усложнена воздухоподающими и воздухоотводящими устройствами, что вызывает сложность в её эксплуатации на практике.

Повысить степень сегрегации шихты по высоте можно также путем замены наклонного листа традиционного загрузочного устройства, грохотом с переменным сечением отверстий (рис. 1б) [3]. Валковый грохот состоит из 4-5 валков, вращающихся в сторону опущенного конца грохота. Расстояния между валками последовательно увеличиваются по направлению к нижнему разгрузочному концу грохота. Так, например, расстояние между первым сверху и вторым валками 2 мм, между вторым и третьим - 3 мм, затем 5 и 7 мм. Шихта с барабанного питателя подается на валковый грохот и наиболее мелкие частицы просыпаются между первыми валками, а наиболее крупные гранулы проходят через весь грохот и сыпаются с разгрузочного конца. За счет направления движения шихты на грохоте против направления движения аглоленты наиболее крупные гранулы укладываются непосредственно на решетку. Более мелкие частицы располагаются в верхних горизонтах спекаемого слоя. Преимуществом описанного устройства является то, что вращающиеся валки способствуют выравниванию распределения шихты по ширине и устранению нежелательной поперечной сегрегации шихты. В пользу валкового грохота говорит имеющийся опыт его использования при загрузке сырых окатышей на конвейерную обжиговую машину. Еще одним способом увеличения сегрегации аглошихты при загрузке является замена наклонного листа наклонным вибрационным колосниковым или струнным грохотом с переменным сечением ячеек, которые направлены вдоль направления движения шихты (рис. 1в). Принцип работы идентичен валковому грохоту, однако, колосниковый грохот имеет более высокий КПД, благодаря чему можно ожидать более высокую степень сегрегации. С налипанием шихты на решетки можно бороться путем изменения частоты вибрации грохота. Благодаря простой конструкции, при необходимости можно вернуться к традиционной системе загрузки.

Многочисленные модификации загрузочных устройств, представлены в работе [4]. В них предлагается усилить сегрегацию шихты с помощью различных приспособлений в виде дополнительных барабана и загрузочного лотка, дополнительного транспортера, устанавливаемого вместо отражательного листа, барабана после отражательного листа и другие. Заслуживает внимания приспособление для усиления сегрегации по высоте, которое представляет собой подпружиненную направляющую балку с закрепленным на ней очистным ножом выгнутой вниз формы. Однако, на практике описанные загрузочные устройства не применяются. Существенным недостатком таких загрузочных устройств является то, что они имеют только одну степень свободы. Угол наклона загрузочного лотка, даже с модификациями, связан с высотой слоя шихты синусоидальной зависимостью. Увеличение высоты слоя шихты до 0,40 м приводит к уменьшению угла наклона загрузочного лотка до $38,6^\circ$, в то время как угол естественного откоса окомкованной шихты составляет $39-40^\circ$. Поэтому регулировать степень сегрегации шихты с помощью таких загрузочных систем практически невозможно. Автором работы [4] разработано загрузочное устройство, позволяющее независимо от высоты слоя аглошихты регулировать угол наклона лотка. Скоба с прорезью, внутри которой закреплен палец загрузочного лотка, крепится к горизонтальной балке, находящейся над агломашинной. Прорезь в скобе выполнена под углом 45° к верхней кромке борта паллет и имеет длину 180 мм. С торца прорезь закрыта винтом, при помощи которого можно фиксировать положение пальца загрузочного лотка. Палец перемещается вниз по боковой кромке лотка на 170 мм. Это дает возможность без существенных конструктивных изменений системы загрузки использовать лоток типовой конструкции. Были установлены количественные зависимости степени сегрегации шихты от угла наклона загрузочного лотка и обоснован выбор его оптимальной величины составляющей 45° . Такая величина угла наклона является оптимальной для обеспечения сегрегации и распределения углерода топлива по высоте слоя шихты.

Загрузочные системы для укладки окатышей на обжиговую машину обычно состоят из стаци-

онарного подающего конвейера для подачи сырых окатышей и роликового укладчика для их классификации и равномерного распределения по ширине обжиговой машины. Для обеспечения равномерной загрузки обжиговой машины роликовый укладчик должен иметь достаточно большую длину, что приводит к увеличению массы и снижению надежности этого сложного агрегата. Для уменьшения длины роликового укладчика рассмотрено загрузочное устройство обжиговой конвейерной машины, содержащее стационарный подающий конвейер и разгрузочную ветвь, состоящую из ленточного стационарного роликового укладчика и расположенного над ним промежуточного ленточного конвейера, закрепленного на транспортном средстве с возможностью возвратно-поступательного перемещения вдоль ширины роликового укладчика [5]. Промежуточный ленточный конвейер "растаскивает" сырые окатыши по ширине роликового укладчика, на долю которого остается лишь дальнейшая гомогенизация слоя и отсеивание мелочи, что позволяет значительно уменьшить его длину. Однако описанное загрузочное устройство обеспечивает однослойную загрузку окатышей, что снижает эффективность процесса сушки сырых окатышей. Так же в работе [5] предложено загрузочное устройство позволяющее производить двухслойную загрузку сырых окатышей. Загрузочное устройство работает следующим образом. Сырые окатыши подаются по конвейеру и сбрасываются на делитель тележки. Далее при помощи конвейеров и роликовых укладчиков они подаются двумя слоями на обжиговую машину. Предварительно укладывается слой донной постели из обожженных окатышей и с двух сторон укладывается бортовая постель из таких же окатышей. Благодаря возвратно-поступательному перемещению тележки обеспечивается распределение сырых окатышей по всей ширине конвейеров. Это, в свою очередь, обеспечивает эффективное рассеивание окатышей на роликовых тележках с исключением мелочи, проваливающейся между роликами на конвейер. После укладки первого слоя сырых окатышей производится их сушка, а затем укладывается второй слой сырых окатышей и осуществляется его сушка. Регулируя положение делителя можно менять соотношение количества окатышей, подаваемых в первый и второй слой, и тем самым регулировать толщину этих слоев. Изобретение обеспечивает равномерную двухслойную загрузку обжиговой машины при сравнительно простой и высоконадежной конструкции загрузочного устройства.

Опыт эксплуатации обжиговых машин показал, что обожженные окатыши низкого качества образуются в нижнем горизонте слоя. Это связано с неравномерностью температурно-временной обработки по высоте слоя. Низкое качество окатышей обусловлено недостатком времени их пребывания при температуре обжига. Время протекания физико-химических процессов при обжиге окатышей зависит от их размера. У более мелкой фракции окатышей нижнего горизонта степень превращения будет выше, чем у более крупных окатышей, попадающих в нижние горизонты при однослойной загрузке. Известно, что с уменьшением размера окатышей увеличивается их объемная поверхность, что способствует интенсификации теплообмена. В работе [6] описана конвейерная обжиговая машина для термообработки окатышей, содержащая устройство для их двухслойной загрузки на машину, включающее роликовый питатель, камеру сушки нижнего слоя и тягодутьевые средства. Устройство для двухслойной загрузки окатышей снабжено последовательно размещенными после роликового питателя роликовым классификатором и дугообразным конвейером, расположенным над камерой сушки нижнего слоя и огибающим ее с двух сторон. Данное загрузочное устройство обеспечивает пофракционную загрузку окатышей и раздельную сушку каждого слоя, имеет более простую конструкцию и габариты, не превышающие высоту существующих укладчиков. Пофракционная двухслойная укладка и раздельная сушка каждого слоя позволяет повысить порозность слоя, уменьшить газодинамическое сопротивление, увеличить скорость фильтрации или снизить энергозатраты на тягодутьевые средства обжиговой машины.

Постановка задачи исследования. В результате изучения существующих устройств, для загрузки материалов на агломерационную и обжиговую машину необходимо обозначить наиболее эффективную технологию укладки слоя аглошихты и окатышей, способную интенсифицировать процессы спекания и обжига, повысить качество готовых продуктов и снизить энергозатраты. Устройство для загрузки шихтовых материалов на агломерационную машину должно обеспечивать пофракционную сегрегацию слоя по высоте, а так же быть удобным в эксплуатации в промышленных условиях. Загрузочные системы для укладки сырых окатышей, помимо простоты конструкции и небольших габаритов должны, обеспечивать технологию укладки слоя с его дифференциацией по крупности по высоте слоя. На сегодня не существует

устройств, способных без применения двухслойного пофракционного разделения обеспечить дифференцированную загрузку сырых окатышей.

Изложение материалов и результатов. Существующие способы и системы загрузки материалов на агломерационную и обжиговую машины достаточно разнообразны. Спекание агломерата отличается по технологии от обжига окатышей. Следовательно, и принципы технологических приёмов загрузки у них отличны. Интенсивность процесса спекания повышается при укладке способом, приводящим к сегрегации шихты по крупности, при которой наибольшие кусочки шихтовых материалов находятся внизу слоя. А при обжиге окатышей крупные гранулы, находящиеся в нижних горизонтах слоя, обжигаются недостаточно, вследствие неравномерности температурно-временной обработки по высоте слоя. Низкое качество окатышей обусловлено замедлением процесса сушки в нижних горизонтах слоя за счет влаги, выступающей из верхнего слоя, что отрицательно сказывается на производительности и эффективности процесса. Поэтому для обжига окатышей эффективным способом загрузки является процесс дифференцированной укладки, обратный по своей сущности в сравнении с процессом укладки шихтовых материалов на агломерационную машину с применением сегрегации по крупности по высоте слоя.

Для загрузки агломерационной шихты с обеспечением её сегрегации по крупности по высоте слоя были рассмотрены модернизированные загрузочные устройства [2-4]. Описанные загрузочные системы обеспечивают увеличение производительности агломашин, улучшение качества агломерата и снижение расхода энергоносителей. Наиболее эффективным является применение модернизированного загрузочного устройства разработанного автором работы [4]. Данная конструкция загрузочного устройства позволяет обеспечить укладку достаточно высокого слоя шихты с обеспечением её сегрегации по крупности по высоте слоя и распределение углерода топлива в верхних горизонтах слоя, что позволяет интенсифицировать процесс спекания и эффективнее использовать твердое топливо в слое шихты. В то же время предложенная конструкция является достаточно легкой в эксплуатации и не требует значительных материальных затрат. Так же предложенная модификация загрузочного устройства была рекомендована на Всесоюзной конференции агломератчиков в г. Киеве.

При изучении загрузочных систем для укладки сырых окатышей наиболее близким решением, обеспечивающим дифференцированную укладку, является устройство, описанное в работе [5]. Описанная пофракционная двухслойная укладка позволяет повысить порозность слоя, уменьшить газодинамическое сопротивление, увеличить скорость фильтрации или снизить энергозатраты на тягодутьевые средства обжиговой машины. Однако, необходимость в раздельной сушке каждого слоя значительно усложняет технологический процесс обжига окатышей и загромождаст саму загрузочную систему большим количеством необходимых устройств. Наиболее эффективным решением будет применение традиционной загрузочной системы с заменой роликового укладчика валковым грохотом показанном на рисунке 1б. Достоинством валкового грохота является имеющийся опыт его использования при загрузке сырых окатышей на конвейерную обжиговую машину без обеспечения дифференцированной укладки. Расстояние между валками необходимо настроить таким образом, чтобы наиболее крупные гранулы сырых окатышей оказывались в верхних горизонтах слоя, а мелкие - в нижних. Таким образом, будет обеспечиваться дифференцированная укладка сырых окатышей, которая способствует увеличению прочности обожженных гранул и снижению энергозатрат. Однако, описанная загрузочная система, еще нуждается в дальнейшей разработке.

Выводы и направление дальнейших исследований. На основе анализа существующих способов и систем загрузки материалов на агломерационную и обжиговую машины конвейерного типа разработаны рекомендации по применению наиболее эффективных методов и устройств укладки аглошихты и сырых окатышей. Показана целесообразность обеспечения пофракционной сегрегации слоя аглошихты по высоте. Рекомендовано наиболее эффективное и простое в эксплуатации разгрузочное устройство, не требующее больших изменений в традиционной технологии загрузки шихтовых материалов, а именно, модифицированный лоток типовой конструкции с оптимальный углом наклона 45° , разработанный авторами работы [4]. Однако в промышленных условиях можно применять и другие модификации традиционной загрузочной системы, способствующие обеспечению сегрегации по крупности по высоте слоя при его укладке.

Для загрузки сырых окатышей с обеспечением дифференцированной укладки по высоте

слоя на сьогоднішній день не розроблено пристрій для найбільш ефективного процесу укладки. Однак, доведена цілесобразність диференційованої завантажки сирих окатышей, при якій найбільш крупні гранули будуть знаходитися вверху, а найбільш мелкі сирі окатыші повинні розполагатися в нижніх горизонтах слоя. Модифікацією традиційної завантажувальної системи сирих окатышей, яка найбільш розповсюджена і проста в експлуатації, забезпечуюча пофракційну диференційовану укладку, не needingся в двохслойній завантажці і сушці кожного окремого слоя, являється заміна традиційного роликового укладчика валковим грохотом з змінним відстанню між валками. В розробці даної ідеї і заключається напрямленням подальших досліджень.

Список літератури

1. **Томаш А.А.** Застосування статистичного критерію сегрегації для оцінки перерозподілу шихти по крупності при завантаженні на агломераційну машину /**А.А. Томаш, І.В. Безверхий, В.А. Білоног, С.В. Кривенко** // Вісник Приазовського державного технічного університету: 36. науч. пр. – Маріуполь, 2005. – Вип. 15. – С. 13-16.
2. **Подлубний В.Ф.** Снижение переувлажнения шихты в процессе загрузки / **В.Ф. Подлубный, В.Г. Котов** // Изв. вузов ЧМ, 1984. – № 10. – С.14-17.
3. **Безверхий И.В.** Разработка мероприятий для увеличения сегрегации агломерационной шихты при загрузке её на аглоленту/ **И.В. Безверхий, А.А. Томаш** // Международная научно-техническая конференция «Университетская наука 2010». Тезисы докладов. Том I. – Мариуполь, 2010. – С. 40-42.
4. **Петрушов С.Н.** Современный агломерационный процесс / **С.Н. Петрушов** // Алчевск. – 2006. – с. 157-175.
5. **Кокорин Л.К.** Патент на изобретение класса F27B21/10 №2089806 / **Л.К. Кокорин, Ю.Д. Флягин** // АО «Уральский завод тяжелого машиностроения, 1997. – 5с.
6. **Абазалов В.М.** Патент на изобретение класса F27B21/10 №2173824 / **В.М. Абазалов, В.Н. Ащевлов, В.А. Барсов и др.** // Научно-производственное

Рукопис подано до редакції 10.04.12

УДК 631.58

В.Й. ЛОБОВ, канд. техн. наук, доц., І.І. ДУБОВИК, аспірант
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРСПЕКТИВИ ВПРОВАДЖЕННЯ СИСТЕМ ПРЕЗИЦІЙНОГО ЗЕМЛЕРОБСТВА В АПК УКРАЇНИ

Проаналізовано перспективи впровадження презиційного землеробства і визначено, які необхідні технічні та програмні засоби для побудови сучасних автоматизованих систем землеробства на базі ГІС і впровадження їх в АПК України.

Презиційне землеробство, GPS, геоінформаційна система, система прийняття рішень.

Постановка завдання. Одним із головних напрямів комп'ютеризації та всебічної модернізації сучасного сільського господарства стала його інтеграція з іншими науковими дисциплінами. Використовуючи теоретичні знання та технічні розробки інших галузей наук, та впроваджуючи їх у виробничий процес, стає можливим вирішення проблеми покращення стану АПК України. У першу чергу, мова йде про використання інформаційних, аерокосмічних та біотехнологічних технологій. В результаті з'явилися нові, прогресивні агротехнічні технології, що дозволяють вирішувати велику кількість актуальних в даний час проблем: автоматизацію на багатьох рівнях та етапах виробництва, зниження затрат на отрутохімікати та мінеральні добрива, покращення ступеню врожайності та зменшення негативного впливу на навколишнє середовище. До числа таких агротехнічних технологій відноситься прецизійне (точне) землеробство (ПЗ), яке може бути вирішено при використанні сучасних автоматизованих систем землеробства (АСЗ), які в останнє десятиліття отримали велике поширення в багатьох розвинених країнах світу. Наприклад, 80 % фермерів США використовують технології точного землеробства [1], порівнюючи з Україною, де відсоток інтеграції інформаційних та нових агротехнологічних технологій в АПК майже відсутній.

Основою наукової концепції ПЗ є вирішення задач по існуванню неоднорідностей в межах одного поля. Для виявлення цих неоднорідностей та їх оцінки і детектування використовуються новітні технології, такі як системи глобального позиціонування (GPS, ГЛОНАСС), спеціальні датчики, аерофотознімки і знімки з супутників, а також спеціальні програми для аграрного менеджменту на базі геоінформаційних систем (ГІС), які є стрижнем ПЗ, що дозволяють знімати,

накопичувати та обробляти інформацію, що характеризує посів або рілля.

Матеріали і методика досліджень. Дана проблема є досить гострою для АПК України, так як маючи величезні виробничі та природні потужності, з одного гектара землі отримується менша кількість врожаю, порівнюючи з країнами Європи, Канади та країн Америки, при цьому погіршується стан ґрунтів, з'являється їх перенасичення різними мінеральними речовинами за рахунок нерационального використання добрив, тощо. Використання АСЗ дозволить сільському господарству нашої країни забезпечити максимально можливий рівень керування неоднорідністю процесу формування врожаю сільськогосподарських культур, за допомогою застосування в такій системі єдиного інформаційно-технологічного комплексу з метою підвищення врожайності сільськогосподарських культур з максимальною економічною ефективністю та забезпеченням екологічної безпеки.

Мета дослідження. Метою статті є показати, які необхідні технічні та програмні засоби для побудови АСЗ і впровадження її в АПК України.

Результати досліджень. ПЗ - це є сукупність агротехнічних технологій, технічних засобів, інформаційних технологій і системи прийняття рішень, дія яких спрямована на управління параметрами родючості, що впливають на ріст і врожайність рослин. Серед цих параметрів можуть бути: вміст органічної речовини, живильні елементи ґрунту, рельєф, наявність вологи в ґрунті, засміченість бур'янами, тощо. Зібрані дані використовуються для планування висіву, розрахунку норм внесення добрив та засобів захисту рослин, точнішого передбачення врожайності і фінансового планування. Тому для реалізації АСЗ необхідна сучасна сільськогосподарська техніка: трактори, комбайни, сіялки, оприскувачі, прилади дистанційного зондування сільськогосподарських посівів й інша техніка, яка повинна бути оснащена апаратними засобами для точного землеробства, тобто мати, GPS (GSM) навігатори або прилади точного позиціонування на місцевості, які використовують супутникові системи, або інші зв'язкові елементи, і мати спеціалізовані контролери з первинними перетворювачами, здатними забезпечити нові інформаційні технології, виконуючи диференційовано агротехнічні заходи ПЗ: паралельного водіння технікою, диференційованого внесення рідких і твердих добрив і отрутохімікатів по полю у відповідність з технологічної картою, пробовідбирання й ґрунтовий аналіз і визначення врожаю, для чого використовуються датчики: ваги, наявності сільськогосподарської продукції, вологи, калібратори й тощо. При цьому АСЗ обов'язково приймає до уваги локальні особливості ґрунту і кліматичні умови. В окремих випадках це може дозволити легше встановити локальні причини хвороб або ущільнень.

Для моніторингу сільськогосподарської техніки на основі GPS навігації виконується автоматизований збір даних, візуалізація переміщень техніки й оперативний облік сільськогосподарських робіт. У комплекті з АСЗ входять телеметричні рішення для управління обладнанням, дистанційної діагностики та техобслуговування сільськогосподарської техніки. Структурна схема з мобільним обладнанням, встановленому на сільськогосподарській техніці, має вид наданий на рис. 1.

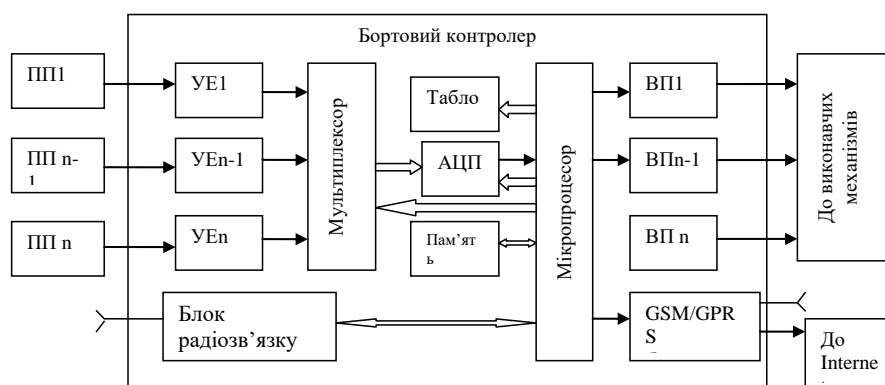


Рис. 1. Структурна схема мобільного обладнання

Основою бортового контролера (БК) є мікропроцесор, який зв'язаний з первинними перетворювачами через мультимплексор і узгоджуючі елементи УЕ1, УЕ n-1 та УЕ n з первинними перетво-

рювачами ПП1, ПП n-1 та ПП n. Виконавчими механізмами сільськогосподарської машини мікропроцесор керує через вихідні підсилювачі ВП1 ВП n-1 і ВП n.

БК призначений для реєстрації цифрових даних, дискретних значень і аналогових сигналів, а також для управління дискретними і цифровими виходами і вбудованим GSM/GPRS-блоком. Контролер забезпечує прийом GPS-сигналів, збір вимірювань з встановлених датчиків і пере-

дачу пакету вимірювань за встановленими параметрами в базу даних системи. Для передачі даних використовується GSM-модем і SIM картка, які вбудовані в БК. Передача інформації з бортових контролерів здійснюється з використанням GPRS каналу по мережі Internet у Web-серверний блок, який встановлено у диспетчерському центрі сільськогосподарського підприємства. Серверний блок має програмне забезпечення системи моніторингу і забезпечує збір й накопичення інформації про переміщення сільськогосподарської техніки, вимірювань з встановлених датчиків і зберігається у системі управління базами даних (СУБД). Доступ до цієї бази операторів системи виконується з клієнтських робочих місць (АРМ).

Диспетчерський центр веде накопичення вимірюваних параметрів у СУБД метою формування звітів за встановленими формами. Параметри, вимірювані датчиками, відображаються у вигляді умовних знаків, текстових підписів, графіків і діаграм на АРМ. Також через засоби диспетчерського центру здійснюється голосовий зв'язок з водіями сільськогосподарської техніки. АРМ оснащені програмним забезпеченням ГІС, яке дозволяє вести планування, облік механізованих робіт, бюджетування і фінансовий облік й фінансовий аналіз.

Важливою частиною технології ПЗ є програмне забезпечення, яке виконує функцію системи підтримки прийняття рішень. Всі компоненти технології тісно пов'язані між собою, на рис.2 наведено приклад реалізації алгоритму, який реалізується у АСЗ, з ієрархією схеми обміну інформацією між програмними компонентами системи.[2]

У блоці 1, алгоритму перш ніж впровадити технологію ПЗ, визначаються фактичні розміри площі полів, а також їх межі, а потім на основі отриманих даних складається електронна карта. Для цих цілей можна використовувати оброблений супутниковий знімок або мобільний комплекс, що складається з автомобіля з GPS-приймачем і КПК.

Збір інформації про поле починається у блоці 2, зі складання карти врожайності з урахуванням вологості зерна й інших параметрів. На цій карті різними кольорами виділяють зони з різною продуктивністю. Збирання проводять комбайнами, обладнаними системами моніторингу врожайності, які складаються з GPS-приймача, бортової інформаційної системи, датчиків вологості і маси зерна, а також програми картографування. Дані про становище записуються разом з даними від датчиків через певний проміжок часу.

Надалі у блоці 3, карта врожайності служить для обґрунтування агрохімічного обстеження. Для проведення агрохімічного обстеження використовується автомобіль підвищеної прохідності, обладнаний системою навігації, автоматичним пробовідбірником і польовим КПК.

Він слідує за маршрутом, який йому пропонує КПК, відбираючи проби ґрунту. У пам'ять комп'ютера записується дата, час взяття проби та її номер.

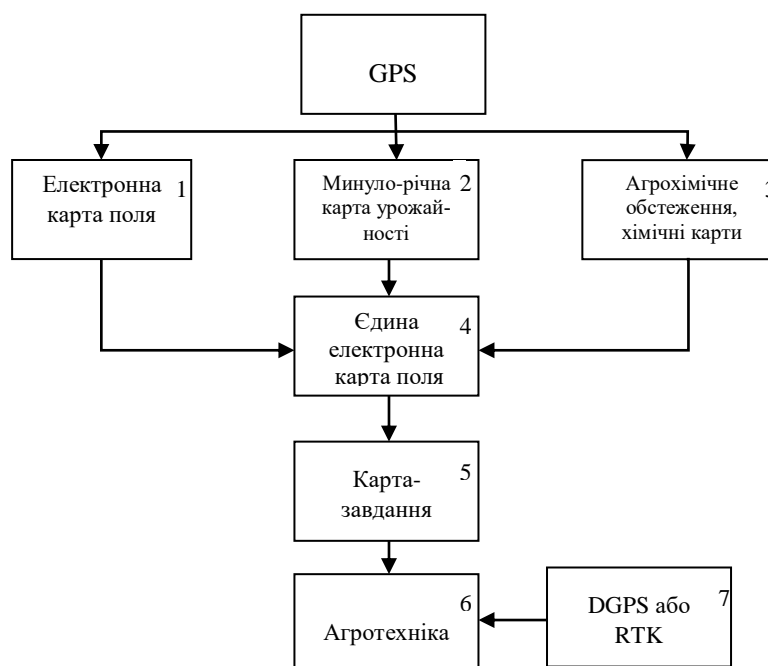


Рис. 2. Приклад реалізації схеми обміну інформації в АСЗ

По мірі надходження інформації з різних джерел у блоці 4 створюється багатошарова електронна карта полів, що складається з декількох шарів, на яких відображаються результати агрохімічного та агрофізичного обстеження, прибирання, погодні умови, сівозміни, рельєф і т.д.

На основі отриманих даних про поле блок 5 формує карту-завдання, яка згодом переноситься на чіп-карті в бортовий контролер сільськогосподарської техніки.

Блок 6 визначає за допомогою GPS місце розташування сільськогосподарської техніки, яка рухається по полю і яка оснащена бортовим контролером. Потім, звіряючись з картою-завданням, зчитує дозу внесення добрив і посилає сигнал на розкидувач, або обприскувач або сівалку або іншу техніку.

Для більш точного визначення координат техніки і агрегатів, що виконують агротехнічні операції, існують диференціальні поправки, які знаходяться у блоці 7. Поправки найвищої точності можна отримати, якщо встановити локальну базову станцію.

Авторами було проаналізовано існуючі технічні (бортові комп'ютери сільськогосподарської техніки) та програмні засоби (системи підтримки прийняття рішень), для реалізації технології ПЗ. Головними критеріями були функціональність та ціна пристрою (програми). Програмні засоби умовно було поділено на три групи, щодо функціональності (мало-, середньо- та багатофункціональні).

Таблиця 1

Порівняння типових програмних засобів за ціною

Програмний засіб	Ціна, грн.
SSToolbox	40000.
MapInfo Professional	20100
MapBasic	5000

Таблиця 2

Порівняння типових бортових комп'ютерів для сільськогосподарської техніки

Бортовий комп'ютер	Ціна, грн.
Trimble EZ-Steer 500	29600
Trimble AgGPS FmX Integrated Display	48 000
Raven Envizio Pro	32 000
Raven Viper Pro	40 000
Raven Viper Pro with DGPS	106 000

Інтеграція технології ПЗ у виробничий процес надасть можливість:
скласти карти врожайності полів, враховуючи їх неоднорідність;
скласти карти типів ґрунтів, кількості гумусу та мінеральних речовин в них;
проводити своєчасний моніторинг робочої ділянки, приймати своєчасні рішення щодо подальших дій;

оптимізувати використання витратних матеріалів та речовин;

підвищити врожайність і якість продукції;

мінімізувати негативний вплив сільськогосподарського виробництва на навколишнє природне середовище та якість ґрунту.

Що, в свою чергу, приводить до:

отримання заданого врожаю з мінімальною собівартістю і високими якісними характеристиками незалежно (на скільки це можливо) від мінливих агрокліматичних умов;

зниження матеріальних витрат на виробництво продукції;

підвищення продуктивності праці та рівня керованості за рахунок сучасної організації виробництва;

вирішення екологічних проблем у сільському господарстві (зниження забруднення джерел, річок, колодязів пестицидами, нітратами і т.д.);

зростання конкурентоспроможності сільськогосподарського виробництва на внутрішньому та зовнішньому ринках.

Як показують розрахунки для впровадження ПЗ повного циклу, за середньостатистичними даними, потрібно близько одного млн. грн. капіталовкладень. Враховуючи матеріальне становище АПК України, стає актуальним питання про поетапне впровадження технології у виробничий процес.

Висновки. У даний час застосування систем точного землеробства в Україні знаходиться на початковому рівні. Однією з причин є різний рівень розвитку галузі рослинництва в госпо-

дарствах, відмінності в технічній базі і фінансових можливостях. У зв'язку з цим, виникає необхідність у поетапному переході до ПЗ. Сам процес переходу на таку систему передбачає проходження певних етапів:

- агротехнологічний аудит господарства;
- розробка системи ПЗ;
- придбання обладнання, сільськогосподарської техніки та навчання персоналу;
- використання технологій ПЗ;
- аналіз підсумків і коригування завдань.

Разом з тим, зусиллями тільки самих сільськогосподарських підприємств рішення даного завдання практично неможливе. У зв'язку з цим, виникає необхідність у комплексній інтеграції виробництва та аграрної науки, професійній до виробничій підготовці кадрів, які матимуть навички проектування та налагоджування систем ПЗ.

Список літератури

1. Internet: http://www.geomir.ru/precision_farming_ru/ (26.03.2012)
2. Жукова О.А. Точність на полях. // Агропрофи. № 3, 2008г., ст. 12-34

Рукопис подано до редакції 10.04.12

УДК 69.059

С.І. ЛІПАНЧИКОВ, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ МЕТОДІВ ПРОГНОЗУВАННЯ ПУСТОТ ДЛЯ ЗАПОБІГАННЯ ТЕХНОГЕННИХ ЯВИЩ

Проведено аналіз методів прогнозування, а також основних причин появи пустот в надрах землі, що можуть привести до утворення техногенних явищ. Також запропоновано варіант проведення комплексу методів, що необхідно застосувати з метою прогнозування утворення явищ техногенного характеру, що визвані наявністю пустот в надрах землі.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Прогнозування провалів є надзвичайно актуальним питанням нашого часу. Головним чином це стосується областей, де активно ведеться розробка залізної руди або інших видів корисних копалин. До таких місць відноситься місто Кривий Ріг, де вже більше 100 років ведеться розробка корисних копалин [1]. Це спричиняє великі ризики утворення зсувів та провалів, що можуть привести до жертв зі сторони населення та значних фінансових втрат. Для запобігання цих техногенних явищ катастрофічного характеру застосовуються різноманітні методи прогнозування.

Одним з найкращих та найбільш достовірних способів визначення конкретного місця розташування підземних пустот є вивчення документальних матеріалів (наприклад, мап) стосовно підземних виробок в місті. Але більшість з цих важливих документів було за різними причинами втрачено. За цієї причини виникла необхідність у використанні методів прогнозування провалів, що базуються на різного роду фізичних явищах.

Аналіз досліджень і публікацій. На теперішній час є досить багато публікацій на тему прогнозування провалів, зсувів тощо. На думку авторів, основними публікаціями є наступні: в [2] описано основні принципи прогнозування зсувів та обвалів в одному з районів Кавказу, у [3] - прогнозування обвалів в районі Корякського автономного округу області Камчатського півострову. В публікації [4] представлено технологію створення моделі для прогнозування просідань і зсувів в гірських районах Японії. Отже, на даний момент простежується інтерес авторів до вивчення питань прогнозування цих явищ в гірських районах.

Постановка завдання. Метою даної статті є огляд та теоретичний аналіз методів і засобів прогнозування просідань та провалів, зокрема тих, що можна застосувати по відношенню до криворізького регіону, а також розробка концепції застосування методів щодо вирішення поставленої задачі прогнозування техногенних явищ.

Викладення матеріалу та результати. Отже, починаючи огляд джерел, розглянемо основні причини появи просідань у ґрунті.

Причини просідань в ґрунті. Обвали в ґрунтах відбуваються при їх розшаруванні, тобто обвалюється спочатку найнижчий шар, потім відшаровується інший шар і так далі.

Основними причинами утворення прошарків є:

просідання при розчиненні порід;

просідання в неконсолідованих осіданнях;

просідання в вапняках;

просідання при видаленні ґрунтових вод;

провали та просідання над гірничими відпрацюваннями.

Методи прогнозування. Розглянувши причини цих явищ, перейдемо до безпосередньо методів їх прогнозування. На сьогодні широко застосовуються геофізичні методи дослідження. Нижче приведено описи основних методів цієї групи.

Сейсморозвідка - геофізичний метод вивчення геологічних об'єктів за допомогою пружних коливань - сейсмічних хвиль. Цей метод заснований на тому, що швидкість поширення та інші характеристики сейсмічних хвиль залежать від властивостей геологічного середовища, якому вони поширюються: від складу гірських порід, їхньої пористості, тріщинуватості, флюїдонасиченості, напруженого стану й температурних умов залягання. Геологічне середовище характеризується нерівномірним розподілом цих властивостей, тобто неоднорідністю, що проявляється у відбитті, переломленні, рефракції, дифракції й поглинанні сейсмічних хвиль. Вивчення відбитих, переломлених, рефрагованих та інших типів хвиль із метою виявлення просторового розподілу і кількісної оцінки пружних й інших властивостей геологічного середовища - становить зміст методів сейсморозвідки й визначає їхню розмаїтість.

Для збудження пружних коливань використовується два види джерел: вибухові та невибухові. Зміст застосування вибухових джерел полягає в проведенні вибухів зарядами, що закладаються в неглибокі свердловини. Невибухові джерела можуть бути використані багаторазово з однієї і тієї ж точки, а також є більш керованими.

Позитивною рисою сейсморозвідки є, насамперед, величезний об'єм отримуваної інформації. Також, до переваг цього методу слід віднести великий рівень надійності та розподільчої здатності отримуваних даних. Але в цього методу є істотний недолік - його сильна залежність від віку порід, що досліджуються. Мається на увазі те, що найбільш точно інтерпретуються дані, що стосуються стародавніх порід. Також до суттєвих недоліків методу слід віднести негативний вплив на навколишнє середовище при застосуванні вибухових методів генерації хвиль.

Застосування методу сейсморозвідки не є доцільним внаслідок високої собівартості підготовчих робіт та значному негативному впливі на довкілля при застосуванні вибухових джерел генерації хвиль.

Приклад обробки результатів сейсморозвідки приведено на рис. 1.

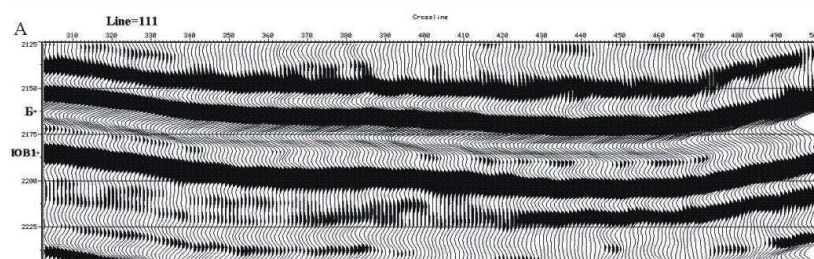


Рис. 1. Обробка результатів сейсморозвідки

Магніторозвідка (магнітометрична або магнітна розвідка) - це геофізичний метод рішення геологічних завдань, заснований на вивченні магнітного поля Землі. Земля, як космічне тіло певної внутрішньої будови, генерує постійне магнітне поле, яке називають

нормальним або первинним. Багато гірських порід і руд мають магнітні властивості й здатні під впливом цього поля набувати намагніченість і створювати аномальні або вторинні магнітні поля. Виділення цих аномальних полів зі спостереженого в зоні дослідження або сумарного геомагнітного поля, а також їхнє геологічне тлумачення є метою магніторозвідки.

Магніторозвідка є ефективним методом пошуку і розвідки залізних руд. Однак її широко застосовують і при геологічному картуванні, структурних дослідженнях та пошуках інших корисних копалин. Перевагою магніторозвідки є те, що цей метод є найбільш зручним інструментом для дослідження стародавніх зрушень в геологічному стані земних надр, тобто чим старіші є породи, тим точніші будуть результати. Магніторозвідка вигідно відрізняється значною продуктивністю серед всіх існуючих методів, особливо в аероваріанті. До недоліків методу слід

віднести достатньо високий рівень залежності від умов застосування методу. Внаслідок високого рівня залежності від великої кількості факторів можна вважати небажаним та недоцільним застосовувати метод магніторозвідки в регіоні міста Кривий Ріг.

На рис. 2 - приклад проведення обробки результатів дослідження за допомогою магніторозвідки.

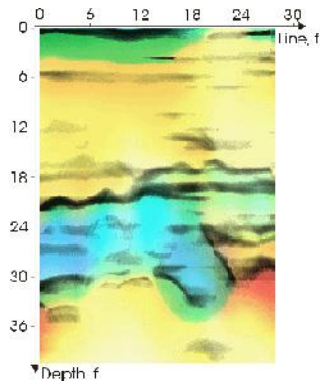


Рис. 2. Обробка результатів магніторозвідки

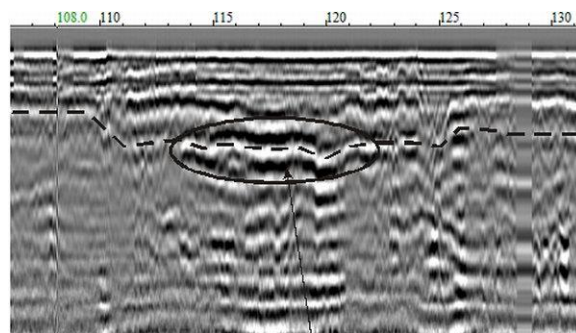
Електророзвідка (електрична, електромагнітна розвідка) поєднує фізичні методи дослідження геосфер Землі, пошуків і розвідки корисних копалин. Метод базується на вивченні електромагнітних полів, що існують у Землі в силу природних космічних, атмосферних чи фізико-хімічних процесів чи створених штучно.

Інтенсивність і структуру природних полів визначають природні фактори й електромагнітні властивості гірських порід. Для штучних полів вона залежить від цих же властивостей гірських порід, інтенсивності й виду джерела, а також способів збудження. Останні бувають гальванічними, при якому поле в Землі створюють за допомогою струму, що пропускають через електроди-уземлювачі; індуктивними, коли живильний струм, проходячи по незаземленому контуру (петля, рамка), створює в середовищі електромагнітне поле за рахунок індукції, і змішаними (гальванічними й індуктивними).

За технологією й місцем проведення робіт розрізняють аерокосмічні, польові (наземні), акваторіальні (морські, річкові), підземні (шахтно-рудничні) і бурильні (проміжбурильні) методи електророзвідки.

На рис. 3 наведено фрагмент зображення, що використовують при проведенні досліджень результатів електророзвідки.

Електромагнітна розвідка є одним з найпоширеніших методів геофізичних досліджень. Різноманітність видів цього методу дозволяє точно обирати обладнання під конкретні потреби. Цей аспект можна вважати перевагою методу. До негативних якостей електророзвідки відносять складність обладнання, що застосовується при його використанні, а також необхідність проведення складних розрахунків для пост-обробки результатів, що були отримані під час проведення досліджень.



Зона електромагнітної аномалії

Рис. 3. Обробка результатів електророзвідки

емісії в надрах є рухи матеріалу, що виникають при пластичній деформації або виникненні й зростанні тріщин у структурі під напругою. Іншими джерелами акустичної емісії є: плавлення, кристалізація, теплові напруги, охолодження, зростання напруги й інші фактори.

Метод УЗ-контролю заснований на реєстрації й наступній обробці акустичних сигналів стосовних АЕ. Метод АЕ-контролю реалізується в процесі активного навантаження контрольованого об'єкта.

При використанні більш ніж одного датчика можна визначити конкретна місце розташування джерела АЕ, і таким чином знайдена дефектна область. Визначення місця розташування джерела АЕ базується на принципах поширення хвилі в межах матеріалів. Його можна знайти за різницею часу приходу сигналу на кожний датчик. Окрім цього, плюсом УЗ-дослідження можна вважати достатньо велику точність отриманих результатів; відсутність необхідності ма-

Метод електророзвідки активно застосовується для виконання геологічних завдань і може використовуватися для дослідження пустот в регіоні міста Кривого Рогу. Але за причини необхідності проведення тривалих складних підготовчих робіт для проведення дослідження він є менш зручним ніж метод УЗ-дослідження в комплексі з методом ДЗЗ.

Метод ультразвукового (УЗ) дослідження. В основі цього методу лежить явище акустичної емісії – процес виникнення пружних хвиль в результаті викиду енергії з локальних джерел у структурі матеріалу. Основними джерелами

ти доступ до всієї області дослідження і, як наслідок, значно менша вартість дослідження. Окрім цього, для цього методу притаманна велика швидкість обстеження, що, беззаперечно, також є великою перевагою. До недоліків цього методу можна віднести необхідність розташування датчика на достатній відстані від місця розташування дефекту, що може спричинити необхідність проведення додаткових робіт (наприклад, буріння свердловин тощо).

Метод УЗ- дослідження є сенс використовувати для дослідження пустот в регіоні Кривого Рогу за умови, що необхідно отримати докладну картину стану надр землі на відносно невеликій території.

Дистанційне зондування Землі (ДЗЗ). Найбільш перспективним і зручним методом спостереження за поверхнею Землі є ДЗЗ - дистанційне зондування Землі - спостереження за поверхнею планети авіаційними й космічними засобами, що оснащені різними видами знімальної апаратури. Значення довжин хвиль, що приймаються знімальною апаратурою, коливаються від часток мікрометра (видиме оптичне випромінювання) до метрів (радіохвилі). Методи зондування можуть бути *пасивні*, тобто ті, що використовують природне відбите або вторинне - теплове випромінювання об'єктів на поверхні Землі, обумовлене сонячною активністю, *активні* - що використовують вимушене випромінювання об'єктів, ініційоване штучним джерелом спрямованої дії.

На рис. 4 приведено схему збору даних дистанційного зондування Землі.

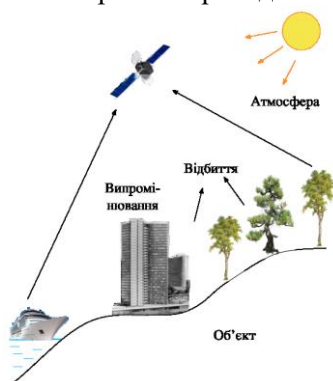


Рис. 4. Збір даних ДЗЗ

Останнім часом дані супутника ДЗЗ стали активно використовуватися не тільки для проведення досліджень, але й для рішення виробничих, екологічних і комерційних завдань. Космічні апарати для дослідження природних ресурсів оснащуються, в основному, оптичною чи радіолокаційною апаратурою.

Метод ДЗЗ є зручним для дослідження будь-яких територій, адже обладнання, встановлене на космічному супутнику дає можливість робити знімки території, географічно розташованої будь-де.

Одним з типів ДЗЗ, що широко застосовується в наш час, є радіолокаційний спосіб дослідження. Найголовнішою його перевагою є оперативність отримання знімків при умові збереження високої просторової роздільної здатності незалежно від погодних умов та стану атмосфери. Але недоліком цього методу є сильна залежність точності та якості знімків від характеристик використовуваної

апаратури та алгоритмів обробки отримуваних даних [5].

Аерофотозйомка. Цей метод дослідження є різновидом методу дистанційного зондування Землі. Він відповідає методу космічного ДЗЗ, але аерофотозйомка ведеться не з космічного, а з атмосферного літального апарату. Сучасні технології аерофотозйомки є більш доцільними для рішення певного типу завдань. Аерофотозйомка відрізняється більшою деталізацією отриманих знімків.

Аерофотозйомка ведеться в чотирьох спектральних діапазонах, що дозволяє без додаткових витрат одержати ортофотоплани відразу в декількох варіантах – панхроматичному (чорно-білому), натуральному кольоровому та в інфрачервоному кольорі. Дешифровочні властивості кольорового зображення, при аналізі їх фахівцями, близькі до 100%, тоді як на чорно-білих знімках досить складно за фототонном розділити поверхні з нечітким контуром. За даними цифрової аерофотозйомки на будь-якій ділянці сфотографованої території є можливість одержати цифрові топографічні плани залежно від заданих умов масштабу 1:500 - 1:5000, і дрібніше.

Позитивні та негативні риси методу аерофотозйомки аналогічні рисам методу ДЗЗ. Використання методу аерофотозйомки в комплексі з методом ДЗЗ в регіоні міста Кривого Рогу може дати дуже точні та якісні результати для дослідження стану поверхні.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Беручи до уваги описані вище дані щодо методів прогнозування провалів (при відсутності достовірних даних про місця підземних виробок), безпосередньо для регіону міста Кривого Рогу пропонується використовувати наступний комплекс методів для прогнозування формування пустот, що можуть привести до утворення провалів:

провести дистанційне зондування чи зазначеного регіону з космічного супутника в комплексі з аерофотозйомкою місцевості для отримання уявлення про загальну ситуацію на земній поверхні;

визначити можливе потенційне місцеположення зформованих пустот на основі методів обробки результатів ДЗЗ та аерофотозйомки;

провести буріння свердловин для подальшого встановлення в них УЗ-датчиків спеціальних типів для проведення ультразвукового обстеження земних надр для виявлення більш точної картини їх стану та наявності в них пустот.

Отримані дані про місцезнаходження пустот дозволять зробити висновок про можливість або неможливість проведення певних робіт певного роду на заданій місцевості (наприклад, проведення будь-яких досліджень, споруджування будівель, прокладання доріг і т.ін.), пов'язаних з перебуванням на території людей, обладнання тощо. Це дозволить уникнути людських жертв та матеріальних збитків.

Список літератури

1. Вилкул Ю.Г. Современное экологическое состояние Криворожского бассейна / Вилкул Ю.Г. // Сучасні технології розробки рудних родовищ: зб. наук. пр. – Кривий Ріг, 2011. – Вип. – С. 9-12.
2. Васьков И.М. Ледово-каменные обвалы и их прогнозирование. Опыт Геналдонской катастрофы, центральный Кавказ / Васьков И.М. - LAP LAMBERT Academic Publishing, 2011. - 238с.
3. Леонов В.Л. Обвалы и оползни на территории Корякского автономного округа, связанная с ними опасность и факторы, ее определяющие / В.Л. Леонов, О.Н. Егоров // Вопросы географии Камчатки. - 2005. - №11. - С.31-50.
4. Ryohei Misumi REALTIME FORECASTING OF SHALLOW LANDSLIDES USING RADAR-DERIVED RAINFALL / Ryohei Misumi, Masayuki Maki, Koyuru Iwanami, Ken-ichi Maruyama // World Weather Research Programme's symposium (Toulouse, France, 2005 September 5-9). - Toulouse, 2005. - P. 1-6.
5. Никольский Д.Б. Современные тенденции в радиолокационном дистанционном зондировании Земли / Д.Б. Никольский // Геопрофи. – 2008. – №4. – С. 19-24.

Рукопис подано до редакції 10.04.12

УДК 681.518.3: 658.56

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., В.В. ДРИГА,
Ю.Е. ЦЫБУЛЕВСКИЙ, канд. техн. наук, доц. А.В. ШВЫДКИЙ, ст.препод.
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

СНИЖЕНИЕ ПОГРЕШНОСТИ ОБУСЛОВЛЕННОЙ ВАРИАЦИЕЙ КОНЦЕНТРАЦИИ ПУЛЬПЫ ПРИ ДИСКРЕТНОМ КОНТРОЛЕ СОДЕРЖАНИЯ В НЕЙ МАГНЕТИТА МАГНИТОМЕТРИЧЕСКИМ СПОСОБОМ

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Для управления технологическим процессом обогащения магнетитовых руд в условиях рудообогатительных фабрик необходима оперативная и достоверная информация о содержании железа магнетитового ($Fe_{\text{магн}}$, магнетита) в руде на различных стадиях ее переработки. В частности, важной является оперативная информация о содержании $Fe_{\text{магн}}$ в рудной пульпе, представляющей собой водную суспензию (взвесь) тонко измельченной руды классом крупности около -0.1 мм.

Технологический контроль указанного параметра предусмотрен в *исходной руде* (пульпе), поступающей на магнитную сепарацию, а также в *концентрате* и *отвальных «хвостах»*, которые получают в результате сепарации. В настоящее время контроль осуществляется ручным отбором проб, их подготовкой (фильтрация, сушка, доизмельчение до крупности -0.016 мм) и химическим анализом, что является ресурсозатратным и не оперативным способом.

С другой стороны, получить необходимую информацию о содержании $Fe_{\text{магн}}$ в магнетитовых рудах оперативно (практически в режиме реального времени) можно на основе *магнитометрического способа*, основанного на зависимости магнитной восприимчивости руды от содержания в ней магнетита.

Анализ публикаций, посвященных применению магнитометрического способа, например [1], а также проведенные нами эксперименты, результаты которых приведены ниже, показали, что в случае с пульпой точность производимых измерений оказывается в несколько раз ниже, чем с сухой порошковой рудой, получаемой после сушки, и является недостаточной для технологического контроля.

Основным мешающим фактором является *нестабильность концентрации пульпы* – т.е. соотношения масс ее «твердой» (руда) и «жидкой» (вода) фаз. Например, только что отобранная, т.н. «жидкая» пульпа (т.е. еще не разделившаяся на воду и осадок) представляет собой достаточно слабо концентрированную суспензию, большую часть которой составляет вода. Особенностью такой пульпы является то, что она очень быстро разделяется. Так, при ее отстаивании в течение нескольких минут образуется граница раздела между чистой водой сверху и осадком снизу в виде более концентрированной (сметанообразной) пульпы. Далее, с течением времени,

пульпа в нижней части еще более уплотняется, вытесняя из себя воду и становясь еще более концентрированной, а вода становится полностью прозрачной.

Учитывая это свойство, мы выделили следующие возможные способы измерения содержания $Fe_{\text{магн}}$ в твердой фазе пульпы:

Если использовать датчик магнитной восприимчивости, работающий в *режиме насыщения* [2], при котором производится анализ *только некоторой* части от всего объема пульпы – там, где образовался осадок, то сигнал датчика кроме магнитной восприимчивости будет зависеть также и от плотности осадка, и скомпенсировать эту зависимость не представляется возможным. Недостаток очевиден: требуется длительное отстаивание (в течение нескольких часов), чтобы плотность осадка стабилизировалась достаточно.

Если использовать датчик, работающий в *режиме без насыщения* [2], при котором производится анализ *всего* объема пульпы, то сигнал датчика кроме магнитной восприимчивости будет *пропорционален* также и общей массе рудного материала, т.е. массе твердой фазы m_T , которая помещена в измерительный объем датчика. Таким образом, для *нормирования* сигнала датчика необходимо *знать эту массу твердого*. И здесь также можно выделить несколько подходов:

Измерить m_T можно прямым методом и наиболее точно, если из общей массы пульпы полностью удалить воду ($m_T = m - m_{\text{ж}}$), однако сушка пульпы требует затрат времени и ресурсов.

Можно принять, что m_T пропорционально общей массе пульпы m и использовать в вычислениях m вместо m_T с некоторым постоянным коэффициентом. Однако для этого измерения необходимо проводить при постоянной концентрации пульпы, что возможно также только при длительном отстаивании, фильтрации или отжиме пульпы, учитывая высокую нестабильность концентрации именно в начале процесса осаждения. Очевидно, что этот способ также требует дополнительных операций и времени.

Определить m_T можно косвенно, измерив общую массу пульпы m и концентрацию твердого $C_T = m_T/m$.

Последний вариант, очевидно, является самым перспективным, поскольку дает возможность проводить измерения непосредственно на «жидкой» пульпе различной концентрации (без ее предварительной фильтрации и т.п.), а также пульпы в потоке (пульпопроводе) в дальнейшем. Однако простого и достоверного способа определения соотношения масс руды и воды в пульпе нам известно не было. Поэтому сначала мы решили попробовать более простой способ с фильтрацией (вариант 2b). Итак, идея состояла в том, чтобы избавиться от необходимости измерения и учета концентрации пульпы, для чего выдерживать концентрацию (влажность) отфильтрованного остатка (фильтрата) примерно постоянной и, тем самым, получить корреляцию между его общей массой m и массой твердого m_T в нем.

Экспериментальные исследования на фильтрате проводились в условиях рудообогатительных фабрик ГОКа ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог» с использованием ранее разработанного нами устройства ДЖМ (аббр. «датчик железа магнетитового») [3-6], которое в настоящее время применяется в промышленных условиях для дискретного оперативного контроля содержания $Fe_{\text{магн}}$ в сухой дробленой и порошковой магнетитовой руде.

В течение 5 суток с интервалом около часа с помощью устройства ДЖМ анализировались пробы пульпы исходной руды ($Fe_{\text{магн}}$ равно 24–28 %) и хвостов (0,5–2 %), которые отбирались на фабрике, причем хвосты уже представляли собой фильтрат, а исходную руду – отстаивали. Анализ проб на ДЖМ проводился в штатном режиме работы данного устройства. Масса проб фильтрата составляла несколько сотен грамм.

При сопоставлении данных, полученных с помощью ДЖМ и данных химических анализов получены большие расхождения, особенно на исходной руде: до $\pm 6\%$ абс. ед., среднеквадратичное отклонение (СКО) составило 2% абс. ед. Таким образом, на исходной руде результат был явно неудовлетворительным, предположительно, из-за того, что этот материал не фильтровался, следовательно, не имел достаточно постоянной влажности.

Чтобы исключить возможность ошибок в данных химического анализа, мы провели аналогичный эксперимент на этих же пробах, но высушенных. При этом установлено, что на сухом порошке дисперсия показаний ДЖМ резко уменьшилась, и получено хорошее совпадение с данными химического анализа. СКО показаний ДЖМ от данных химического анализа на исходной руде составило 0.47% абс. ед., абсолютные отклонения не превышали $\pm 1.1\%$ абс. ед., что соответствует параметрам работоспособного устройства.

Проведенные эксперименты показали, что без учета концентрации пульпы можно работать только на фильтрате и только на хвостах, где значения содержания $Fe_{\text{магн}}$ низкие, поэтому абсолютная погрешность не высока. Без фильтрации и при высоких значениях содержания $Fe_{\text{магн}}$ в твердом точно измерить его не возможно: полученная при этом погрешность превышает получаемую на сухих порошках в 4-5 раз.

Рассматривая принцип действия ДЖМ, это можно объяснить тем, что содержание $Fe_{\text{магн}}$ рассчитывается по величине сигнала датчика магнитной восприимчивости (SX), которая нормируется по величине сигнала общей массы пробы (m): SX/m , при этом вариация содержания воды в пульпе вызывает вариацию m , SX/m и, следовательно, расчетного содержания $Fe_{\text{магн}}$.

Постановка задачи. Необходимо провести экспериментальные исследования и разработать математическую модель взаимодействия пульпы с датчиками магнитной восприимчивости и массы, адекватно описывающую взаимосвязь измеряемых параметров с содержанием $Fe_{\text{магн}}$ и позволяющую определять массовое содержание $Fe_{\text{магн}}$ в твердой фазе пульпы вне зависимости ее концентрации в некоторых допустимых пределах.

Изложение материала и результаты. В лабораторных условиях проведены эксперименты с последовательным разбавлением водой трех стандартных образцов (СОП) порошковой руды класса крупности $-0,016$ мм с содержанием $Fe_{\text{магн}}$ равным 2,26 %, 15,63 % и 24,0 %. На 50 г сухого порошка последовательно добавлялось 5 г воды, начиная с 15 г и последовательно доводя до 40 г воды. Каждый раз полученная суспензия тщательно перемешивалась и заливалась в кювету объемом 20 см^3 , при этом объем материала был строго фиксированным (по верхний край кюветы), и далее на устройстве ДЖМ (рис. 1) измерялись магнитная восприимчивость SX и общая масса пробы m . Результаты эксперимента приведены на рис. 2.

Из графика видно, что все три полученные совокупности точек хорошо аппроксимируются линейными функциями, причем с очень высокими коэффициентами детерминации (R^2 равно 0,99 для всех трех функций). Интересно отметить также то, что все три функции исходят из одной точки, где масса пробы (обозначим ее m_0) равна приблизительно 20,5 г, а магнитная восприимчивость равна нулю. Эта граничная точка ($m_0, 0$) получена при измерении чистой воды, без твердой фазы.

Возникла следующая идея предварительно измерить значение этой т.н. массы «тары с водой» m_0 и при последующих измерениях (уже на пульпе) вычитать из общей массы пульпы m вычитать m_0 .

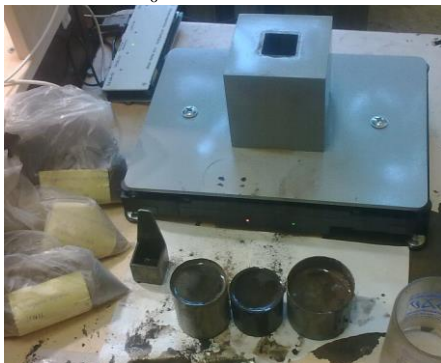


Рис. 1. Фото лабораторной установки

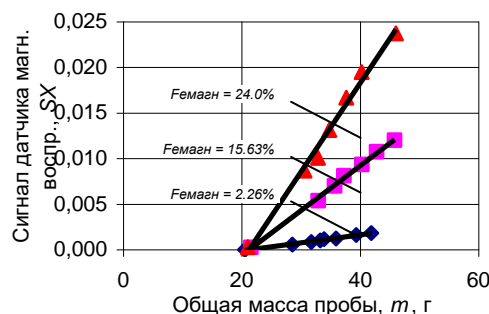


Рис. 2. Связь сигнала магнитной восприимчивости с сигналом массы пробы пульпы при изменении концентрации пульпы в пробе в широких пределах (при фиксированном объеме пробы)

При этом все три функции на графике смещаются влево в начало координат, и сигнал магнитной восприимчивости SX становится пропорционален разнице $m - m_0$, причем величина отношения $SX/(m - m_0)$, представляющая в данном случае коэффициент наклона для прямо пропорциональной функции, для различных значений содержания $Fe_{\text{магн}}$ будет различной, и в то же время – постоянной вне зависимости от концентрации пульпы. Это позволяет использовать отношение $SX/(m - m_0)$ в качестве информативного сигнала для вычисления содержания $Fe_{\text{магн}}$.

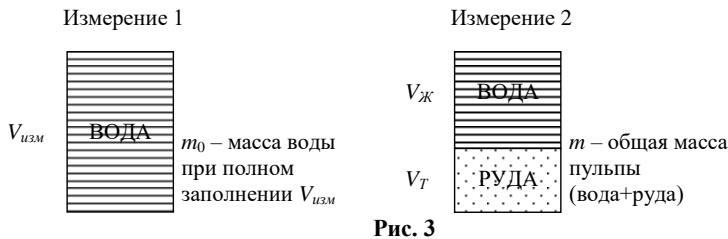
Описанный метод измерения получил название «метод вычитания тары с водой». Рассмотрим его основы теоретически. Введем следующие обозначения: $V_{\text{изм}}$ - измерительный объем кюветы, $m_{\text{ж}}$, $V_{\text{ж}}$, $\rho_{\text{ж}}$ - масса, объем и плотность жидкой фазы пульпы (воды), $m_{\text{т}}$, $V_{\text{т}}$, $\rho_{\text{т}}$ - масса, объем и плотность твердой фазы пульпы (руды). На основе данных двух измерений, первое - с водой, второе - с пульпой, как показано на рис. 3, можно составить следующую систему урав-

нений

$$\begin{cases} m_o = \rho_{ж} V_{изм}; \\ m = m_T + m_{ж}; \\ V_T + V_{ж} = V_{изм}. \end{cases}$$

Учитывая формулу для плотности $\rho = m/V$, решив систему относительно неизвестных m_T , $m_{ж}$, мы получили выражение для определения массы твердого в пульпе

$$m_T = (m - m_o) \frac{\rho_T}{\rho_T - \rho_{ж}}.$$



Таким образом, при постоянных $V_{изм}$, ρ_T , $\rho_{ж}$ массу твердого можно определить по измеренной разнице m и m_o . Основное условие при этом – достаточное различие плотностей ρ_T и $\rho_{ж}$. При $\rho_T \approx 3 \text{ г/см}^3$, $\rho_{ж} \approx 1 \text{ г/см}^3$

$$m_T \approx 1,5(m - m_o).$$

Зная массу твердого, можно определить массовое содержание $Fe_{магн}$ в твердой фазе пульпы

$$Fe_{магн} = \frac{m_m}{m_T} \cdot 100\%,$$

где m_m – масса магнетита $Fe_{магн}$, которая тесно связана с величиной сигнала датчика магнитной восприимчивости SX .

Окончательно получаем следующую математическую модель

$$Fe_{магн} = k \frac{SX}{m - m_{ц}},$$

где k – постоянный коэффициент (г·%), учитывающий значения плотностей ρ_T , $\rho_{ж}$ и чувствительность датчика магнитной восприимчивости, и определяемый эмпирически при градуировке устройства.

Применение полученной модели для расчета содержания $Fe_{магн}$ по экспериментальным значениям SX и m , полученным ранее при разбавлении трех СОП (см. рис. 2) дало хороший результат (рис. 4).

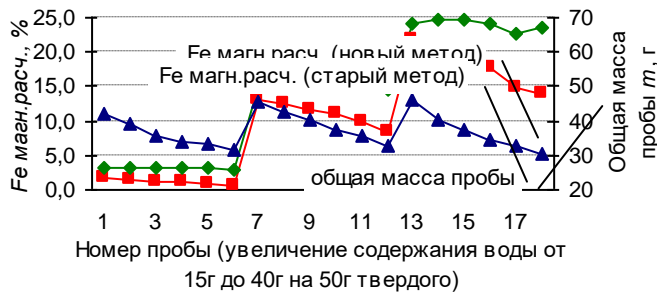


Рис. 4. Сравнение показаний содержания $Fe_{магн}$ по старому методу и по новому при вариации содержания воды в пульпе в широких пределах

Из графика видно, что расчетное значение содержания $Fe_{магн}$ по новому методу остается практически постоянным, несмотря на значительное изменение концентрации пульпы.

Далее были проведены повторные испытания устройства ДЖМ, работающего с использованием нового метода на пульпе (исходная руда и хвосты) рудообогатительных фабрик ГОКа ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог». Особенностью было то, что пульпа в этот раз не фильтровалась, а даже наоборот, выполнялись по три измерения одной и той же пробы с различной концентрацией (плотный осадок, сметанообразная и очень жидкая консистенции). Все точки вынесены на график в виде сопоставления с результатами химического анализа (рис. 5,6).

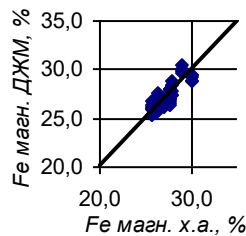


Рис. 5. Сопоставление показаний ДЖМ с данными хим.анализа. **Исходная руда**

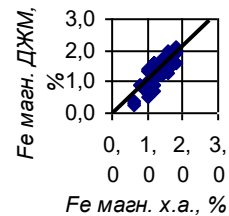


Рис. 6. Сопоставление показаний ДЖМ с данными хим.анализа. **Хвосты**

Сравнивая полученные результаты с полученными в самом начале исследований, можно отметить, что дисперсия показаний резко снизилась, и получено достаточно хорошее совпадение с данными химического анализа. Коэффициент детерминации в обоих случаях составил 0,76 (не достаточно высокий из-за узкого диапазона, если аппроксимировать не двумя отдельными функциями, а одной - и исходную руду, и хвосты - то R^2 составляет 0,998).

СКО показаний ДЖМ от данных химического анализа составило 0,63 % и 0,23 % абс. ед. на исходной руде и хвостах соответственно, что позволяет сделать вывод, что на пульпе, благодаря использованию нового метода измерения и математической модели, достигнута практически та же точность, что и на сухой руде, где СКО обычно составляет 0,3...0,8% абс. ед. в зависимости от крупности материала и вариации магнитных свойств руд.

Выводы и направление для дальнейших исследований. Разработана математическая модель и найден простой метод, позволяющие в значительной мере исключить влияние переменного содержания воды в пульпе на точность контроля содержания $Fe_{\text{магн}}$ в ее твердой фазе.

Получены показатели, характеризующие точность контроля содержания $Fe_{\text{магн}}$, сопоставимые с аналогичными, полученными на ДЖМ, работающих на сухих пробах.

Как показали дополнительно проведенные исследования при многократном измерении одного и того же материала, но при различной степени его осаждения (например, сразу после перемешивания или по мере осаждения твердого в пульпе) магнитная восприимчивость незначительно варьируется (в пределах 5-10 % относительно), что снижает точность, если использовать пробы с различной степенью осаждения (например, только что перемешанные и хорошо осажденные). Поэтому следующей задачей является поиск такого метода измерения либо конфигурации магнитного поля датчика, которые позволят стабилизировать измеряемое значение магнитной восприимчивости независимо от степени осаждения пульпы.

Список литературы

1. **Марюта А.Н.** Контроль качества минерального сырья / **А.Н. Марюта, П.К. Младецкий, П.А. Новицкий.** – К. : Техніка, 1976. – 220 с.
2. **Дрига В.В.** Исследование и классификация факторов снижающих точность непрерывного контроля качества магнетитовых руд // Разраб. рудн.месторожд. / Кривой Рог. - КТУ, 2011.
3. Пристрій для оперативного контролю масової частки заліза магнітного у гірській масі : патент 80694 / **Азарян А.А., Дрига В.В., Цибулевський Ю.Є.** ; власник патенту ТОВ «Рудпромгеофізика». – №20040806896 ; заявл. 17.08.04 ; опубл. 25.10.07, Бюл. №17.
4. **Азарян А.А.** Исследование автогенераторного метода контроля содержания железа магнитного в продуктах обогащения / **А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е. Цибулевский** // Качество минерального сырья : сб. науч. тр. / Криворожский техн. ун-т. – Кривой Рог : КТУ, 2005. – С. 117-123.
5. **Дрига В.В.** Результаты промышленных испытаний устройства ДЖМ-3 // Актуальні проблеми автоматизації та інформаційних технологій: зб. наук. пр. / Дніпропетровський нац. ун-т. – Дніпропетровськ : ДНУ, 2006. – Том 10. – С. 159-165.
6. **Дрига В.В.** Исследование и классификация факторов, влияющих на геофизический мониторинг массовой доли магнетита в горной массе / Вісник Криворізького технічного університету // . – Кривий Ріг, 2006. – Вип. 14. – С. 150-153.

Рукопис подано до редакції 10.04.12

УДК 621.74: 669.131.7

В.В. ТКАЧ, А.С. АМЕЛЬЧЕНКО, кандидати техн. наук, доценти,
В.В. ВАСИЛЬЄВ, магістр, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОСОБЛИВОСТІ ЗАСТОСУВАННЯ УЛЬТРАЗВУКОВИХ МЕТОДІВ ДЛЯ КОНТРОЛЮ ЧАВУННИХ ВИЛИВОК СЕРІЙНОГО ВИРОБНИЦТВА З МЕТОЮ ПІДВИЩЕННЯ ЇХ ЯКОСТІ

Виконано дослідження чавунних виливків типу «вилівниця» із ВЧ-45 та «перехідник» із СЧ-20, підбрано оптимальні методики їх ультразвукового обстеження, зроблено висновки що до їх вдосконалення у майбутньому.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У промисловій і лабораторній практиці структуру чавуну звичайно досліджують металографічним методом. Для виготовлення шліфів необхідно відливати спеціальні проби (їхня структура не завжди адекватна структурі вилівка, особливо якщо є різниця в товщині), або частково зруйнувати вилівок, а іноді використовувати зразки, вирізані із додатку на ливниковій системі. Підготовка поверхні шліфів для аналізу пов'язана з ручною роботою, що вимагає певної кваліфікації, застосування агресивних хімікативів, небезпечних для здоров'я людини.

Ультразвуковий контроль структури чавуну усунув би більшість недоліків металографічного методу, однак його застосування стримується тим, що акустичні характеристики (швидкість і коефіцієнт загасання ультразвуку) залежать від технологічних особливостей одержання чавуну, 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.

Високоміцний чавун (ВЧ) є перспективним конструкційним матеріалом, що застосовується в машинобудуванні, металургії, суднобудуванні, будівництві тунелів інших галузях. Цей конструкційний матеріал, володіючи цілим комплексом унікальних технологічних, механічних і експлуатаційних властивостей, використовується для виготовлення відповідальних деталей машин і механізмів, що працюють у різних умовах при статичних і динамічних навантаженнях. У багатьох випадках він успішно конкурує з вуглецевою і легированими сталлями. Частка виливків у загальному обсязі випуску відливок у провідних країнах миру досягає 30% і більш. У той же час в Україні й країнах СНД виробництво виливків з ВЧ $\leq 3...4\%$ від загального випуску литих заготовок. Частково це пов'язано зі складністю процесу модифікування й нестабільністю структури й властивостей [1].

Як відомо, на литу структуру ВЧ, і в першу чергу на форму, розміри й розподіл включень графіту, великий вплив виявляє спосіб уведення модифікатора. У цей час відома безліч способів обробки рідкого розплаву сфероїдизуючим модифікатором: обробка в герметизованих стаціонарних і поворотних ковшах, автоклавах, відкритих ковшах, а також способи пізнього модифікування - у потоці розплаву при заливанні в ливарну форму або усередині самої форми. Найбільш перспективний спосіб модифікування чавуну у формі з використанням низькопроцентних магнієвих лігатур.

В умовах ПрАТ «КЗГО» з високоміцного чавуну постійно виготовляють вилівницю для власних потреб, але відсоток браку становить до 20 %, існують усі умови для проведення ультразвукових досліджень, до теперішнього часу ультразвукові обстеження проводилися лише на сталевих вилівках, з метою більш детального дослідження структури та видів дефектів було прийнято рішення спираючись на досвід іноземних колег провести обстеження типів чавунних виливків.

Аналіз досліджень та публікацій. Використовувати ультразвук для контролю структури металу 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.

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 V_l як величина, прямопропорційно залежна від модуля Юнга, також змінюється зі зміною форми графіту. Крива, що описує вплив форми графіту на величину V_l , вона надалі тиражується в багатьох роботах [2,3]. Вид залежності незмінний, але крива може зміщуватися по осі V_l 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 V_l у чавуні із пластинчастим графітом можна пояснити зміною фази хвилі при її багаторазових відбиттях усередині графітних включень, якщо змодельовати графітні включення мікротріщинами. Поява мікротріщин викликає додаткове акустичне загасання, обумовлене частковим відбиттям звукової енергії від межі тріщина-середовище, що справедливо також для пластинок графіту. Досліджено вплив об'ємної частки сферичних і еліпсоїдних пор у металі на V_l . Відповідно теорії множинного хвильового розсіювання за допомогою досить складних математичних обчислень було доведено, що V_l знижується зі зменшенням об'ємної частки несучільностей, і що V_l 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 V_l [2].

При застосуванні ультразвукового контролю форми графітних включень для промисловості потрібно визначити величину V_l що відповідає прикордонному значенню кулястої й вермикулярної форм графіту. Для різних товщин і технологій величина прикордонної V_l 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: V_l , коефіцієнта розсіювання ультразвуку й тривалості ультразвукового імпульсу.

Помилка виміру становить 4%. Як відомо, V_l і коефіцієнт розсіювання ультразвуку залежать від форми графіту, що дозволяє припустити наявність такої ж залежності й у відношенні сигнал/перешкода. Проведений експеримент доводить справедливість цього припущення [3].

Відношення сигнал/перешкода зручно використовувати для оцінки форми графіту при відсутності другого донного сигналу, необхідного для обчислення швидкості поширення хвилі й коефіцієнту загасання. Звичайно відсутність другого донного сигналу спостерігається в групі з більшим загасанням, з формою графітних включень близькою до пластинчастого, або якщо товщина виливки велика. Спочатку необхідно для конкретного чавуну побудувати залежність для відношення сигнал/перешкода.

Ультразвуковий метод визначення форми графіту знайшов широке застосування в промисловості також завдяки своїй оперативності й можливості автоматизації операцій. Відомі комп'ютеризовані автоматичні установки для контролю форми графітних включень у чавуні за значеннями V_l . На контроль однієї виливки витрачається 30 секунд.

При контролі виливків складної форми, що не дозволяє виміряти V_l за товщиною, можна використовувати поверхневі хвилі. Автори [4] визначили прикордонне значення швидкості поверхневої хвилі між чавуном з кулястої й вермикулярної форми графіту - 2,74-2,93 км/с. Головні хвилі (поздовжні хвилі, що поширюються в поверхневому шарі), так само можуть бути використані для оцінки форми графіту. При вимірі швидкості поверхневої й головної хвилі ультразвуку замість товщини виливка, використовуваної для виміру V_l , визначають відстань між точками введення й прийому хвиль.

Для визначення форми графіту в чавуні також використовують коефіцієнт загасання ультразвуку. Коефіцієнт загасання зменшується зі збільшенням частки кулястого графіту. Залеж-

ність коефіцієнта загасання від форми графітних включень лінійна. Однак більша помилка результатів виміру коефіцієнта загасання (>10%) у порівнянні з результатами виміру V_l ($\approx 1\%$) робить вимір останньої більше прийнятним для практики [4].

У меншому ступені, ніж форма графіту, на акустичні характеристики чавуну впливають розмір і кількість графітних включень. Для чавуну з кулястим графітом зі зменшенням розміру графітних включень збільшується V_l . Вимір розміру пластинчастих графітних включень із 2 до 6 одиниць по шкалі ASTM тягне збільшення V_l приблизно на 15%. Експериментально встановлено для перлітного чавуну із пластинчастим графітом, що збільшення розміру графіту від 10 до 70 мкм супроводжується зменшенням V_l від 5,0 до 4,6 км/с. Коефіцієнт загасання ультразвуку теж реагує на зміни розмірів графітних включень [3,4].

З питання впливу кількості графіту на V_l існують різні думки. Деякими вченими стверджується, що кількість графітних включень у чавуні впливає на V_l більше, ніж їхній розмір, а деякі вчені заперечують цей вплив. У більшості робіт, присвячених цьому питанню, стверджують безсумнівний вплив кількості графітних включень на V_l більше, ніж вплив розміру графітних включень. Коефіцієнт загасання зростає зі збільшенням кількості графіту.

Вплив параметрів графітних включень на V_l настільки великий, що варіюючи ними, можна змінити значення V_l у 2 рази [4].

Постановка завдання. У зв'язку з тим, що проходження ультразвукових хвиль через чавун має досить різноманітний характер і явища, які при цьому виникають до теперішнього часу є невивченими було вирішено провести ряд досліджень в умовах ПрАТ «КЗГО» на чавунних виливках з двох марок чавуну: високоміцного ВЧ-45 та сірого СЧ-20 так як відсоток браку при виготовленні цих виливок досить високий і становить до 20 %.

Метою дослідження є доведення ефективності ультразвукового контролю чавунних виливок в умовах українських промислових підприємств та підвищення якості та конкурентоспроможності вітчизняного чавунного литва.

Викладення матеріалу та результати. Для виявлення дефектів типу внутрішньої пористості, у якості розсіювача й поглинача звукової хвилі, найбільше підходить дзеркально-тінювий метод ультразвукової дефектоскопії. Суть його полягає у тому, що на початку визначають величину амплітуди донного сигналу (відбитого від площини, паралельної поверхні введення ультразвукового сигналу) на бездефектній ділянці виливка. Потім, якщо при переміщенні перетворювача по контактній поверхні виливка, з'являється зменшення амплітуди донного сигналу ≥ 6 дБ, фіксується координата центру перетворювача, що й позначає границю передбачуваного дефекту.

Приклад виміру координат пористості. Контролювалася виливка типу "виливниця", виготовленої на заводі ПрАТ "КЗГО", Кривий Ріг, із чавуну з кулястим графітом марки ВЧ-45. Виміри проводилися по чистій литій поверхні. Використовувалися прямі сполучені перетворювачі із частотою 1,2 МГц і діаметром п'єзопластини 35 і 50 мм. Прозвучування проводилося в трьох площинах.

У кожному випадку критерій 5 дБ виявився застосовним тільки для перетворювача діаметром 50 мм; для перетворювача діаметром 30 мм, що має більшу розбіжність звукового пучка, його необхідно вибирати експериментально. Для цієї мети був виготовлений зразок із прорізом, що імітує край дефекту. Перетворювач пересували щодо краю пропилю й вимірювали амплітуду донного сигналу, що відповідає певному положенню центру перетворювача. Виміри проводилися на литій контактній (Rz 140) поверхні й по обробленій Rz 80 і Rz 20. Різні значення критерію границі дефекту для різних Rz (Rz 20 - 10 дБ, Rz 100 - 12 дБ, Rz 160 - 16 дБ) обумовлені розширенням кута розкриття діаграми спрямованості через розсіювання ультразвуку на шорсткості поверхні.

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-тінювий 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.

Моделлю дефекту типу одиничної пори може служити торець циліндричного отвору. Був виготовлений виливок типу "перехідник" з контрольованого сірого чавуну СЧ-20. Вимірювали відбитий сигнал від торців отворів діаметром 4,5,6,8 мм на глибині 15, 30, 60 мм. Виміри велися прямим сполученням перетворювачем діаметром 10 мм і частотою 1,2 МГц по литій поверхні. За результатами вимірів побудовані АРД-діаграми, широко використовувані при дефектоскопії

сталі. Вони дозволяють, знаючи амплітуду відбитого від дефекту сигналу й відстань до дефекту від поверхні уведення, визначені по екрану дефектоскопа, визначити еквівалентний діаметр дефекту. Для ультразвукової дефектоскопії виливків ехо-методом було виготовлено контрольні зразки із плоскодонними отворами діаметром 4 мм на глибину від 40 до 360 мм.

Контроль проводився по торцю виливки із СЧ-20 після попереднього настроювання чутливості по плоскодонному отвору $\varnothing 6$ на глибині 60 мм. На екрані дефектоскопа була зафіксований ехо-сигнал від дефекту амплітудою 16 дБ на глибині 10 мм по виливку. Таке сполучення даних про дефект дозволило, використовуючи АРД-діаграму, спрогнозувати розмір пор приблизно 4 мм, що й підтвердилося розкриттям. Чим більше розміри дефекту, тим він легше виявляється по відбитому від нього сигналу.

При дефектоскопії великої серії однотипних виливків можлива часткова або повна автоматизація процесу. Одні з перших автоматичних ультразвукових установок з'явилися в автомобілебудуванні.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Неоднорідність структури матеріалу. Наявність крупнозернистості структури, мікроскопічно неоднорідної фізико-хімічної системи викликає сильне розсіювання УЗ, послабляє корисний сигнал на тлі більших шумів.

Складність форми й малі розміри виробів. Ці фактори затрудняють введення ультразвукових хвиль у виріб, а при наявності виступів і виїмок поблизу можливого розташування дефектів можуть виникати помилкові сигнали. Груба поверхня виробу (нижче $Rz = 40$). приводить до послаблення чутливості і нестабільності акустичного контакту з виробом. Вимоги до шорсткості особливо високі при контактному способі і знижуються при імерсійному способі.

Оцінка результатів контролю ультразвуковими методами чітко виявляються дефекти, але часто виникають серйозні труднощі при визначенні їхніх розмірів і характеру, що має вирішальне значення для оцінки результатів.

Отже для якісного обстеження чавунних виливок необхідно чітко обирати методи ультразвукового контролю та розробляти під кожну конкретну технологію окрему методику дослідження.

Список літератури

1. Высокопрочный чугун с шаровидным графитом – перспективный конструкционный материал XXI века **Н.Н. Александров**, проф. д.т.н., ОАО «НПО «ЦНИИТМАШ»
2. **Л.В. Воронкова** Ультразвуковой контроль чугунных отливок. – М.: 1998.
3. **Ермолов И. Н., Алешин Н. П.** и др. Достижения акустических методов контроля за последние 5 лет - Тезисы докладов 14-ой Российской научно-технической конференции "Неразрушающий контроль и диагностика", Москва, 23-26 июня, 2006, С. 450-453.
4. **Разумов-Раздолов К. Л.** Незарушающий контроль в промышленности // «РИТМ» (Ремонт Инновации Технологии Модернизация), 2010. - №9. - С. 36-39.

Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 669

В.В. ПЛОТНИКОВ, Т.П. ЯРОШ, кандидати техн. наук, доц., **О.В. МАРАСАНОВА**, асистент ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРСПЕКТИВИ УТИЛІЗАЦІЇ ПРОМИСЛОВИХ ВІДХОДІВ У МЕТАЛУРГІЙНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

Встановлено ресурси, склад та властивості шламів промислових підприємств. Запропоновано рекомендації щодо їх утилізації в металургійному виробництві.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. В останні роки у зв'язку з утворенням і накопиченням значної кількості промислових відходів і необхідністю вирішення екологічних проблем зростає значення комплексної їхньої утилізації. Наприклад, лише на металургійних підприємствах України в заскладованих залізовмісних шламах міститься більше 50 тис. т цинку, ресурси якого щорічно можуть збільшуватися на 13 тис. т при повному освоєнні потужностей металургійних агрегатів. Крім того, в червоних шламах міститься 8,8 тис. т цинку. При цьому загальні ресурси цинку складають близько 74 тис. т.

Переробка цинквмісних шламів в агловиробництві веде до підвищення вмісту цинку в аг-

ломераті, що у свою чергу призводить до збільшення припустимої кількості цинку, який надходить в доменну піч. Наявність цинку в шихтових матеріалах доменних печей є причиною зниження міцності коксу і залізородної сировини, передчасного руйнування вогнетривкої кладки і розривів кожухів печей, різкого погіршення газодинаміки доменного процесу і збільшення витрати коксу. Вилучення з обороту цинквмісних шламів і скидання їх у шламонагромаджувачі погіршує екологічну обстановку в промислових регіонах України.

При виробництві глинозему на вітчизняних і закордонних підприємствах утворюється значна кількість червоних шламів. Так, при виробництві 1 т товарного алюмінію утворюється 1,3 т червоних шламів, що дотепер не знаходять широкого застосування. Тільки на Миколаївському глиноземному заводі (МГЗ) щорічний вихід цього продукту перевищує 1 млн т. При цьому, більше 25 млн т його накопичено в шламонагромаджувачах, що переповнені і становлять екологічну небезпеку. Аналогічна ситуація складається і на Дніпровському алюмінієвому заводі (ДАЗ). Значна частина сировини, що добувається, (до 90% і більше) найчастіше відправляється у відвали. При цьому створюються значні запаси відходів, так звані техногенні родовища. Комплексний підхід до переробки вторинної сировини дозволить витягати й використовувати цінні і дефіцитні для України кольорові метали й забезпечувати підвищення екологічної безпеки територіальних комплексів і відповідних технологій.

Аналіз досліджень і публікацій. Вивчення питання про стан переробки цинквмісних і червоних шламів показує, що незважаючи на наявні розрізнені технології і винаходи для їхньої утилізації, вони не знайшли широкого застосування в основних переділах чорної металургії, які утилізують відходи. На даному етапі розвитку науки і техніки не існує в достатньому ступені обґрунтованих методів крупнотонажної переробки червоних шламів. Запропоновано лише окремі технології по утилізації червоного шламу в різних галузях народного господарства. Багаторазово починалися спроби використовувати шлами у невеликих кількостях для виробництва пігментів, кераміки, кольорового скла, або як добавки в агломераційну шихту [1,2], але дотепер задовільних результатів отримано не було. Дослідження додавання червоних шламів в аглошихту показують, що введення їх до 2-5 % можливо, але при цьому потрібно відпрацювання технології доменної плавки, і головне, не вирішується проблема повної їхньої утилізації. Розподіл підготовлених шламів по всіх аглофабриках України є нерациональним як з технологічних, так і з організаційних причин.

Аналіз способів переробки металургійних цинквмісних шламів також показує на велику їхню розмаїтість [3-5]. Найбільш розвинуті пірометалургійні способи, що забезпечують більш повну утилізацію відходів, високий ступінь витягання цинку, одержання якісного продукту для подальшої металургійної переробки. У той же час ці способи є досить енергоємними і супроводжуються виділенням великих кількостей газів, що ускладнює процес уловлювання пари цинку (продукту перегону) і забезпечення необхідного стану навколишнього середовища.

Організацію регенерації малотоннажної маси цинку важко здійснити через досить складні технології, які економічно доцільними можуть бути тільки при великому обсязі виробництва. Виконання збору, підготовки й передачі шламів на інші підприємства для витягання цинку теж не організовано.

Постановка задачі. Рішення проблеми повної утилізації цинквмісних шламів чорної металургії, а також червоних шламів алюмінієвої промисловості можливо тільки при комплексному підході до їхньої переробки з одночасним підвищенням екологічної безпеки в цих галузях промисловості. Це ставить питання про необхідність додаткових досліджень, спрямованих на вивчення фізико-хімічних і мінеральних властивостей названих відходів з визначенням їхньої металургійної цінності, а також поводження їх при окускуванні залізородних матеріалів і в піровідновлювальних металургійних процесах з витяганням цінних елементів.

Викладення матеріалу та результати. Встановлено ресурси цинку, що знаходиться в шламах підприємств чорної металургії і ВО «Хімволокно» (табл. 1), а також ресурси червоних шламів на Миколаївському і Дніпровському алюмінієвих заводах, що оцінюються в 34 млн т. Слід відзначити деякі загальні ознаки техногенних родовищ: присутність у відходах елементів у складних з'єднаннях і тонкодисперсність їхніх зерен; невисокий вміст окремих елементів, хоча найчастіше вони мають більшу концентрацію, ніж у відповідних природних родовищах.

Ресурси цинку на металургійних підприємствах України

Вид відходів	Поточне виробництво, т/рік	Заскладовано, т	Усього, т
Колошниковий пи́л	26	–	26
Доменний шла́м	5596	825	6421
Мартенівський шла́м	5862	28770	34632
Конвертерний шла́м	1121	20160	21281
Шла́м електросталеплавильного цеху (ЕСПЦ)	–	2400	2400
Пи́л ЕСПЦ	405	–	405
Шла́м ВО "Хімоволокно"	194	8598	8792
Разом	13204	60753	74178

Хімічний (табл. 2) і гранулометричний склад, мінеральні і рентгеноструктурні властивості, а також змочуваність, вологоємність і розм'якшення шламів (рис. 1) вказують на істотні відмінності цих властивостей, через що вони будуть по різному впливати на технологію підготовки й окискування залізородних матеріалів [6]. Це вимагає в кожному конкретному випадку розробки оптимальної технології їхньої переробки.

Таблиця 2

Усереднений хімічний склад шламів, %

Шла́ми	Fe _{заг.}	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Zn+Pb	Na ₂ O+K ₂ O	ППП*
Червоні	34,7	7,2	6,5	2,5	18,3	4,7	0,02	3,4	12,0
Металургійні	51,8	5,2	8,2	2,5	0,9	0,1	0,58	0,4	9,2
«Хімоволокно»	2,5	2,3	13,4	2,4	0,5	-	17,8	-	18,9/26,8

Примітка: * у знаменнику - органічні речовини

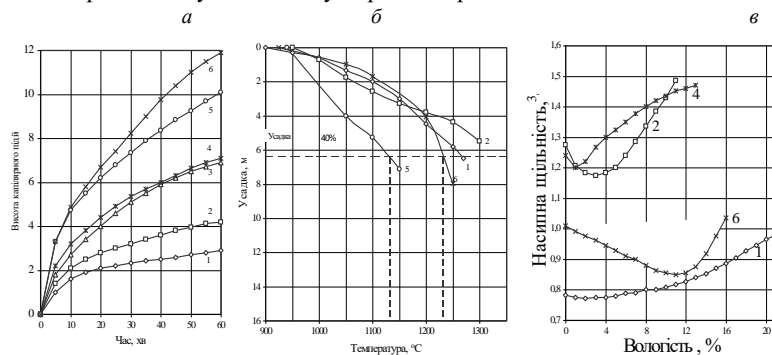


Рис. 1. Змочуваність *a*, розм'якшення *b* і насипна щільність *в* шламів: 1 - червоний; 2 - мартенівський; 3 - ЕСПЦ; 4 - конвертерний без допалювання СО; 5 - те ж з допалюванням; 6 - доменний

Цинквмісні металургійні шлами, шлами ВО «Хімоволокно» і червоні шлами дрібнодисперсні, мають розвинуту поверхню, через що вони є гідрофільними і вологоємними. Це вимагає розробки спеціальної технології їхнього зневоднювання, підготовки й утилізації в металургійних процесах.

Червоні шлами містять 42-92% фракцій $-0,05\text{ мм}$. Їхня питома поверхня складає 17-22 м²/г. Металургійні шлами містять 42-67% цієї фракції з питоною поверхнею 0,238-1,028 м²/г.

Вибір способів переробки шламів вимагає встановлення поведження кольорових, легуючих й інших металів у пірометалургійних процесах, на підставі яких розробляються відповідні технології їхньої переробки. Основним напрямком крупнотонажної утилізації червоних шламів може бути агломераційне виробництво. Цинквмісні шлами доцільно переробляти з витяганням цинку і свинцю, а залізовмісний продукт повертати у відповідне виробництво чорних металів.

Для видалення кольорових металів з підготовленого цинквмісного пи́лу і шламів найбільш поширеними є пірометалургійні способи. Вони засновані на термообробці відходів у відновлювальній атмосфері з одержанням металізованого продукту й вловлюванням пи́лу, збагаченого кольоровими металами - продуктами перегону.

Фізико-хімічні характеристики відновлювального процесу визначаються термодинамічними параметрами рівноважних станів, а послідовність відновлення різних оксидів - при порівнянні парціальних тисків продуктів реакції або кисневих потенціалів оксидів.

Витягання цинку при відновленні пи́лів і шламів описується рівнянням (1)

$$\eta_{Zn} = 1 / \left(1 + x_{Zn} \left(\frac{1 - \eta_{Fe}}{\eta_{Fe}} \right) \left(1 - \frac{\eta_{Zn}^{2a3}}{\eta_{Zn}} \right) \right), \quad (1)$$

де η_{Zn} - сумарне витягання цинку в сплав і парову фазу; η_{Zn}^{2a3} - витягання цинку в парову фазу; x_{Zn} - концентраційна функція розподілу цинку в сплаві; η_{Fe} - сумарне витягання заліза в сплав.

Аналіз проведених раніше робіт з утилізації червоних шламів [1,2] показує, що основним напрямком їхньої утилізації може бути агломераційне виробництво чорної металургії.

Склад шихт і основні показники аглопроцесу наведено в табл. 3.

Таблиця 3

Показники агломерації різних шихт з червоного шламу МГЗ

Агломерат	Вертикальна швидкість спікання, мм/хв.	Питома продуктивність чаші, т/м ² ·год	Фракційний склад агломераційного спеку після двохкратного скидання з висоти 2 м, %(мм)				Вихід придатного (+10 мм) зі спеку, %
			+40	40-20	20-10	10-0	
1 (100% червоного шламу, основність 0,84)	24,1	0,85	20,2	24	27,8	28	72
2 (червоний шлам + окалина, основність 0,8)	26,3	1,06	23,7	25,1	26	25,2	74,8
3* (основність 1,3)	27,2	1,04	22	26,3	26,7	25	75
4* (основність 2,0)	26,5	0,93	20	27,4	27	25,6	74,4
5* (основність 2,6)	26,3	0,91	18,1	24,7	28,5	28,7	71,3
6** (основність 2,0)	25,2	0,89	19,2	24,2	27,5	29,1	70,9

Примітка: * Червоний шлам + вапняк + окалина (від 220,6 до 241,7 кг/т);

** Червоний шлам + вапняк + окалина (51,5 кг/т).

Шихти з червоним шламом спікаються з досить високою швидкістю, що вказує на можливість агломерації в шарі більше 400 мм і дозволяє додатково покращувати показники міцності спеку. Витрата коксового дріб'язку змінювалася від 80,6 до 106,4 кг/т агломерату, тобто не перевищувала відомі показники при спіканні бурозалізникових руд. Через низьку насипну масу цих шихт продуктивність аглочаші склала 0,85-1,06 т/м²·год., що характерно для агломерації дрібнозернистих залізородних концентратів без додавання вапна. Виявлено прискорення і збільшення асиміляції вапняку в зоні спікання за рахунок утворення феритних сумішей.

Висновки. Може бути запропонована технологія крупнотонажної утилізації червоного шламу з одержанням алюмоалізного (19,3-21% Al₂O₃ і 34,1-44,7% Fe) агломерату з основністю 0,8-2,6 і вмістом 3,9-5,5% TiO₂. Здійснити технологію можливо на одній аглофабриці в складі 1-2 агломашин. Отриманий глиноземистий агломерат пропонується використовувати в доменній плавці за двома варіантами: для одержання сплаву (феросиліцію) і високоглинозмістого шлаку для виробництва спеціальних цементів, а також для підшихтовки до звичайної доменної шихти з метою внесення в неї оксидів заліза, титану, кальцію і глинозему. Високоглиноземистий агломерат з підвищеним вмістом оксидів титану пропонується використовувати для зміцнення футерівки горна доменної печі. Високоглиноземистий шлак з вмістом близько 40% глинозему може бути також використаний у глиноземному виробництві. В Україні є можливості для масштабного опробування і впровадження технології агломерації і доменної плавки на агломератах, отриманих з червоного шламу. Однак впровадження такої технології потребує ретельної підготовки шламів, яка повинна включати зневоднювання та змішуванням шламів з вапном. Підготовлена в такий спосіб шламовапняна суміш подібно феритним сумішам буде позитивно впливати на технологію агломерації і якість агломерату при спіканні шихт як з добавкою, так і на основі шламів.

Технологія одержання агломерату з підвищеним використанням червоних шламів і піровідновлювальних металургійних процесів з витяганням цинку і свинцю дозволить вирішити складну ресурсо-енергозберігаючу проблему утилізації цінних відходів виробництва і підвищити екологічну безпеку цих виробництв.

Список літератури

1. Хлапонин Н.С., Перистый М.М., Раджи О.И., Кузин А.В. Агломерация красного шлама /Металл и литье Украины, 2001. – № 3-4. - С. 5-7.
2. Утков В.А., Пацей А.В., Шморгуненко Н.С. Переработка бокситовых красных шламов: Обзорная информация. Вып. 6. – М.: ЦНИИЦМЭИ, 1988. – 38 с.
3. Шукин Ю.П., Сединкин В.И., Полушкин М.Е., Нефедов С.Н. Выведение из оборота доменных шламов с высоким содержанием цинка//Сталь, 1999. – № 11. – С. 13–17.

4. Клягин Г.С., Ростовский В.И., Кравченко А.В., Раджи О.И. Перспективы организации ресурсосберегающих малоотходных процессов в черной металлургии//Металл и литье Украины,– 2002. – № 7-8. - С. 64-67.

5. Ивянский В.А., Довлядов И.В., Михалевич А.Г. Пути повышения степени обесцинкования железорудных материалов в процессе их агломерации//Черная металлургия, 1988. - № 2. - С. 13–14.

6. Иванов Н.И., Литвинов В.К., Шутикова В.Ф., Агапитов Е.Б. Высокотемпературные процессы переработки шламов металлургического производства//Бюл. НТИ: Черная металлургия, 1989. – № 6. – С. 20-28.

Рукопис подано до редакції 29.03.12

УДК 622.28.5

Ю.А. ПЕТРЕНКО¹, д-р техн. наук, проф., А.О. НОВИКОВ, д-р. техн. наук, доц.,
А.В. РЕЗНИК, инженер, И.Н. ШЕСТОПАЛОВ, ассистент
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

РАВНОРАДИУСНАЯ МЕТАЛЛИЧЕСКАЯ КРЕПЬ НАПРАВЛЕННОЙ ПОДАТЛИВОСТИ

Приведен анализ причин деформирования металлической арочной податливой крепи, а также результаты лабораторных и аналитических исследований изменения работоспособности крепи при различных углах залегания вмещающих выработку пород. Предложена универсальная конструкция крепи, обеспечивающая длительную устойчивость поддерживаемых выработок.

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. Многолетний опыт крепления выработок металлической рамной податливой крепью показывает, что оно не обеспечивает их нормальное эксплуатационное состояние в течении срока службы. Предпринятые в последние десятилетия попытки улучшить состояние выработок путем применения более мощных профилей и уплотнения крепи положительных результатов не дали, а привели лишь к росту материальных и трудовых затрат на поддержание.

Анализ основных исследований и публикаций. Ежегодно протяженность подготовительных выработок, находящихся в неудовлетворительном состоянии, увеличивается на 1-2 % (табл. 1).

Таблица 1

Состояние подготовительных выработок на шахтах Донецко-Макеевского района Донбасса

По состоянию на	Протяженность выработок, км	Протяженность участков, не удовлетворяющих требованиям Правил Безопасности	
		км	%
2000	845,77	144,66	17,1
2002	643,38	127,41	19,8
2006	530,28	102,27	19,3
2007	480,15	92,7	19,3
2009	426,07	89,69	21,0
2010	419,92	93,27	22,2

Проведенный анализ состояния выработок, закрепленных различными видами крепи (табл. 2), показал, что преобладающим видом крепи на шахтах Донбасса остается металлическая арочная податливая крепь, которой закреплено около 90% горных выработок.

Таблица 2

Объем применения и состояние крепи горных выработок

Вид крепи	2004		2006		2008		2010	
	1*	2	1	2	1	2	1	2
Металлическая податливая	90,2	70,4	90,4	71,6	90,5	71,9	90,6	73,2
Бетонная и железобетонная	4,4	32,2	3,5	34,3	2,7	31,8	2,5	30,9
Смешанная	3,2	43,4	2,8	41,6	2,85	42,0	2,8	41,2
Комбинированная на основе анкерной	1,5	20,3	2,6	21,1	3,1	20,8	3,2	21,2
Анкерная	0,3	10,2	0,5	12,1	0,7	11,7	0,8	11,9
Другие виды	0,4	50,2	0,2	49,3	0,15	48,1	0,1	46,0
Итого	100		100		100		100	

* – объем применения крепи, %; 2 – деформировано крепи, %.

Опыт эксплуатации выработок, закрепленных арочной крепью, показывает [1], что основ-

¹ © Петренко Ю.А., Новиков А.О., Резник А.В., Шестопалов И.Н., 2012

ним фактором, знижуючим устійність вироботок, являється несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59 % обследованных вироботок.

В вироботках, пройденных по простиранию, преобладают смещения контура в направлении, нормальном к напластованию, т.е. большие деформации кровли в сечении наблюдаются со стороны падения пород, а почвы - со стороны восстания. Как в пластовых, так и в полевых штреках замок податливости срабатывает, как правило, со стороны падения пород, а со стороны восстания верхняк и стойка теряют соосность, податливость не реализуется, срез стойки развальцовывается и происходит разрыв хомутов.

Описанный характер деформаций крепи и неравномерное по ширине вироботки пучение почвы отмечено при обследовании 8-го западного полевого штрека гор. 840 м шахты «Новодружеская» (рис. 1а) и 7-го западного полевого вентиляционного штрека пласта m_3^H гор. 650 м шахты им. Г.Г. Капустина (рис. 1б) и других штреках, проведенных в слоистых породах. При угле падения пород более 10-15° влияние направления преобладающих смещений на устійность системы «крепь-массив» проявляется практически во всех случаях, при меньших углах возможно одновременное срабатывание узлов податливости и сохранение симметричной формы вироботки при условии качественного заполнения закрепного пространства, что, однако, в практике крепления вироботок встречается редко.



Рис. 1. Проявление неравномерности смещений пород по контуру вироботок: а - в 8-м западном полевом штреке гор. 840 м шахты «Новодружеская», б - в 7-м западном полевом вентиляционном штреке пласта m_3^H гор. 650 м шахты им. Г.Г. Капустина

Изложение материала и результатов. В вироботках пройденных вкрест простирания, а также по падению и восстанию пород (всего в 12 % обследованных) преобладающие смещения контура, отличные от направления податливости, проявляются при расположении продольной оси вироботок в диапазоне углов 30-60° к линии простирания пород. Для оценки работоспособности арочной крепи, в зависимости от направления наибольших смещений, были проведены лабораторные исследования. Для проведения исследований был разработан и изготовлен специальный стенд (рис. 2).



Рис. 2. Стенд для испытаний работоспособности арочной крепи: 1 - пространственная рама; 2 - модель трехзвенной крепи; 3 - нагрузочный рычаг; 4 - место крепления рычага к пространственной раме; 5 - калиброванная шкала в местах соединения несущих элементов крепи; 6 - замок (узел) №1; 7 - замок (узел) №2

Конструкция стенда следующая. В пространственной раме 1 устанавливалась модель АПК (трехзвенной) из СВП-27 - 2 в масштабе 1:20.нагрузку на крепь создавали с помощью рычага 3. Моделировались углы приложения нагрузки 0,5,10,15,20,25 и 30°, для чего менялось место расположения узла крепления рычага 3 к пространственной раме. Перемещения несущих элементов крепи в замках измерялись с помощью калиброванной шкалы, нанесенной на несущих элементах в районе расположения замков. Результаты измерений в относительных единицах представлены в табл. 3.

Результаты измерений

Угол залегания пород, град	Податливость узла №1	Податливость узла №2
0	1,0	1,0
5	1,0	1,0
10	1,1	0,9
15	1,6	0,8
20	2,0	0,4
25	2,2	0,25
30	2,2	0,2

Как видно из приведенных данных, уже при угле падения пород 10° наблюдается неравномерность деформации узлов податливости. При этом при угле падения пород 15° (наиболее типичный угол для условий Донбасса) податливость узла №2 уменьшается на 20 %, а при угле 30° - на 80 %. После этого рама переходит в жесткий режим работы, практически не используя свои потенциальные возможности. Таким образом, проведенные исследования показали, что для повышения работоспособности арочной крепи необходимо изменить место расположения узлов податливости, с учетом угла залегания пород.

Для этого была поставлена и решена следующая задача.

Известно, что элементы трехзвенной арочной крепи соединяются с помощью замков податливости. Действующие в поперечных сечениях рамы внутренние силы, обусловленные действием внешней нагрузки, обеспечивают работу замковых соединений. Тогда логично предположить, что в сечениях рамы, где возникают наименьшие поперечные силы, будут обеспечены наилучшие условия для взаимного перемещения элементов крепи и работы замков податливости.

Для установления местоположения этих сечений были проведены расчеты арочной крепи. Рассматривались две расчетные схемы: двухшарнирная и бесшарнирная арочная крепь.

Проведенные расчеты показали, что сечения рамы, в которых действуют наибольшие продольные силы, а поперечные силы равны нулю, располагаются друг от друга на расстоянии βR (β - угол между радиусами R , проведенными через эти сечения).

Величина угла β в зависимости от угла залегания пород составляет от 70 до 100° . Ось симметрии этих сечений повернута относительно вертикальной оси рамы на $10-15^\circ$ в сторону нормали к напластованию пород.

Выполненные исследования позволили разработать и запатентовать конструкцию крепи [2] (рис. 3).

В предлагаемой конструкции элементы, образующие составной верхняк, в месте их соединения верхним узлом податливости располагаются так, что их концы расположены параллельно напластованию, вследствие чего данный узел работает при воздействии на него только боковых нагрузок. Боковые узлы податливости работают только при воздействии на них нагрузок, действующих перпендикулярно напластованию.

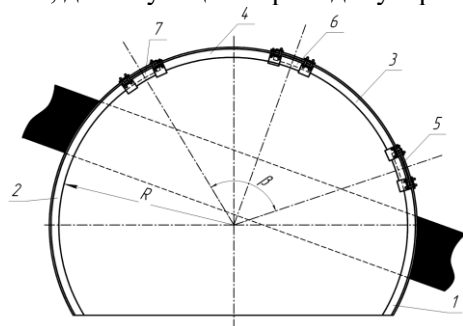


Рис. 3. Предлагаемая конструкция крепи: 1 и 2 - стойки крепи; 3 - элемент составного верхняка; 4 - верхняк; 5,6 и 7 - узлы соединения несущих элементов

Дифференцированная и согласованная работа узлов податливости исключает возникновение косонаправленных нагрузок в узлах податливости, а также обеспечит их длительную согласованную работу.

В разработанной конструкции боковые узлы податливости равноудалены от верхнего. Поэтому элементы составного верхняка имеют одинаковые размеры, причем их размер остается неизменным при любом залегании пород - изменяться будут только размеры стоек. Стандартизация при изготовлении элементов составного верхняка, позволит снизить затраты на их изготовление.

Сборка металлической податливой крепи осуществляется следующим образом. Вначале соединяют стойку 1 с элементом составного верхняка 3 при помощи узла податливости 5. Затем бурят лунки для стойки 2 и для собранной ранее части конструкции. Устанавливают стойки в проектное положение. После этого поднимают элемент составного верхняка 4 в проектное положение и

соединяют элементы крепи в единую конструкцию при помощи узлов податливости б и 7.

Выводы и направления дальнейших исследований. Использование предлагаемой конструкции позволит за счет согласованной работы всех узлов податливости обеспечить длительную работоспособность крепи, повысит устойчивость выработки, снизит затраты на ее поддержание и изготовление элементов крепи.

Другим возможным направлением повышения работоспособности металлической арочной крепи является применение комбинированных крепей, в том числе на основе использования анкерных систем.

Список литературы

1. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
2. Касьян М.М., Новіков О.О., Петренко Ю.А., Шестопапов І.М., Резнік А.В. Металева податливе кріплення – Патент на корисну модель №64368, зареєстр. 10.11.2011 р. – 7 с.

Рукопис подано до редакції 16.03.12

УДК 681.327.2

В.О. БОРОВИЙ, д-р техн. наук, Р.О. МАЛЕНКОВ, старший викладач,
Приватний вищий навчальний заклад Університет новітніх технологій, Київ

ІНТЕРАКТИВНИЙ КАДАСТР ТЕРИТОРІЙ ТА ОБ'ЄКТІВ ПРИРОДНО-ЗАПОВІДНОГО ФОНДУ

У цій статті висвітлюються питання створення інтерактивної системи кадастру територій та об'єктів природно-заповідного фонду України. Проблема є дуже актуальною зважаючи на планомірне збільшення площ територій та кількості об'єктів природно-заповідного фонду України.

Ключові слова: кадастр, природно-заповідний фонд, інтерактивність, заповідник, національний природний парк.

Актуальність та постановка проблеми. Кадастр територій та об'єктів природно-заповідного фонду (ПЗФ) України є системою необхідних і достовірних відомостей про природні, наукові, правові та інші характеристики територій та об'єктів, що входять до складу природно-заповідного фонду. Нині, поряд із створенням та розвитком мережі об'єктів ПЗФ, організація ведення кадастру є одним з пріоритетних напрямків діяльності природоохоронних установ. Але впроваджується в життя вона дуже повільно. Серед причин такої ситуації проблема створення автоматизованої системи кадастру, яка в ідеальному варіанті повинна бути інтерактивною, адже із розвитком технологій роботи з інформацією інтерактивність системи стала б найкращим варіантом вирішення проблеми оперативного та достовірного надходження інформації до єдиного центру, зокрема через мережу Інтернет.

Контроль за організацією ведення кадастру об'єктів та територій ПЗФ покладено на Державну службу заповідної справи (ДСЗС). Але ця установа, поки що, не має можливостей збирати достовірну документацію про всі території та об'єкти ПЗФ, тому що більшість цих територій та об'єктів їй не підпорядковується, а на установи, яким підпорядковуються об'єкти ПЗФ таких функцій не покладено.

Отже постає основна проблема - створення єдиної системи збору документації про характеристики територій та об'єктів природно-заповідного фонду України. Ця система повинна бути автоматизованою, адже серед її основних функцій є оперативна робота з інформацією. Але створення автоматизованої кадастрової системи породжує нову проблему - оперативного реагування на зміни характеристик об'єктів, адже ці характеристики в переважній більшості стосуються компонентів природи, а природі властива динамічність та мінливість. За логікою сучасного стану науки та технологій автоматизована система кадастру територій та об'єктів ПЗФ повинна бути інтерактивною. Але подібна система в Україні поки що не розроблялася.

Зв'язок авторського доробку із важливими науковими та практичними завданнями. Авторські напрацювання були використані в рамках проектів, що виконувались державним підприємством „Центр екологічного моніторингу України”: „Створення інформаційної бази у сфері заповідної справи” (2006 рік), „Забезпечення електронного доступу до екологічної інформації для посилення участі громадськості в прийнятті управлінських рішень” (постійно діючий про-

ект, який фінансується Британським фондом „Довкілля для Європи” і впроваджується Британською Радою в Україні); та у регіональному ландшафтному парку (РЛП) „Міжрічинський” в рамках проекту „Первинний облік території та об’єктів РЛП „Міжрічинський”” (2009-2010 рр.).

Методи дослідження. В роботі використано математичні, картографічні, комп’ютерні методи, метод моделювання, метод аналогій та ін.

Новизна. Науковою новизною є методика розробки інтерактивної інформаційної системи кадастру ПЗФ; методика передачі інформації та наповнення інтерактивної системи кадастру інформацією; методика використання для інтерактивної системи кадастру програмних систем керування веб-ресурсами написаних на мові програмування PHP, які використовують в якості сховища даних реляційну базу даних (яка підтримує MySQL, PostgreSQL та інші); методика імпорту картографічних матеріалів у мережу Інтернет.

Мета. Метою цієї статті є висвітлення можливостей створення інтерактивної інформаційної системи кадастру територій та об’єктів ПЗФ для окремої установи ПЗФ.

Основний матеріал. Складність розробки системи інтерактивного кадастру полягає у величезних обсягах документації територій та об’єктів ПЗФ. Станом на серпень 2008 року ПЗФ України нараховував 7346 територій та об’єктів, з них: 17 природних заповідників; 4 біосферних заповідника; 19 національних природних парків; 49 регіональних ландшафтних парків; 3104 пам’ятки природи; 2734 заказника; 621 ботанічний та зоологічний сади, дендропарки та парк-пам’ятки садово-паркового мистецтва; 798 заповідних урочищ. Зважаючи на величезну площу, яку займають ці території та об’єкти, важко навіть уявити кількість документації потрібну для організації кадастру.

ДСЗС розробила інструкцію про зміст та складання документації державного кадастру територій та об’єктів ПЗФ України. Також цією установою було складено спеціальні форми документації, заповнення яких та введення до електронної бази даних повинно вирішити проблему організації кадастру. Але: по перше ці форми дуже громіздкі (наприклад лише додаток до Форми 1ДКПЗФ «Картка первинного обліку територій та об’єктів природно-заповідного фонду України» має 124 сторінки); по друге - безпосередньо на місцях, в установах ПЗФ дуже мало хто чув не лише про форми обліку, а й про сам кадастр. Заповнювати громіздкі паперові форми обліку буде дуже складно, навіть якщо ДСЗС знайде важелі й примусить це робити фахівців установ ПЗФ. Крім того подібна форма обліку не передбачає внесення оперативних змін до документації. Отже знову все упирається у проблему створення не просто автоматизованого кадастру, як це намагаються зробити із земельним фондом, а саме інтерактивного кадастру.

Інтерактивність - це поняття, яке розкриває характер і ступінь взаємодії між об’єктами. Воно використовується в інформатиці, теорії інформації, програмуванні, системах телекомунікацій тощо. Хоча серед спеціалістів перерахованих галузей відсутнє чітке визначення значення цього терміна. Для об’єктів це стан постійного взаємозв’язку із іншими об’єктами; це залежність від різних станів інших об’єктів.

Зрозуміло, що інтерактивний кадастр, хоч і буде об’єктом досить цілісним, але одночасно це має бути система інформаційних залежностей між об’єктами. Навіть основні його блоки – графічний (карти, схеми, фотографії, рисунки) та семантичний (таблиці і тексти) повинні існувати у дуже тісній взаємодії. Наприклад об’єкти на картах повинні бути прив’язаними гіперпосиланнями із відповідними текстовими або табличними інформерами (сторінками, формами), які б містили різноманітні характеристики притаманні цьому об’єкту. Відповідно і навпаки, із блоків текстової інформації користувач без проблем повинен мати змогу перейти на графічну. Крім того сама структура кадастру повинна бути побудована таким чином, щоб передбачати неминучі зміни характеристик деяких об’єктів. І зміни ці повинні реєструватись не раз на десять років (як це передбачено в Інструкції про зміст та складання документації державного кадастру територій та об’єктів ПЗФ), а практично відразу як були помічені й зафіксовані.

Інтерактивність – найчастіше притаманна інформаційним системам, розміщеним у мережі Інтернет. Як правило, це системи, що передбачають певний “комп’ютерний інтелект” – властивість системи отримувати інформаційні потоки із багатьох джерел і реагувати на них якимось дієвим чином. Відповідно інтерактивність системи кадастру об’єктів та територій ПЗФ, разом з розміщенням її в мережі Інтернет, дозволить наповнювати її інформацією на місцях.

Користувачі з певними правами доступу мали б можливість самостійно наповнювати систему інформацією, а система вносила б відповідні зміни до інтерактивної карти та бази даних.

Звичайно, що цими користувачами можуть бути лише фахівці установ ПЗФ. Документацією, що стосується територій та об'єктів які не мають власної адміністрації, як то пам'ятки природи чи заповідні урочища не включені до жодного великого об'єкту, повинні так само опікуватись співробітники обласних та районних управлінь охорони природи.

Є два варіанти організації документації в майбутньому інтерактивному кадастрі. Перший використати громіздкі форми розроблені Державною службою заповідної справи. Незважаючи на всю їхню громіздкість, більшість позицій у цих формах є правильними і викинути їх ніяк не можна. Є припущення, що ці форми навіть не містять усіх необхідних класифікаторів, наприклад у них зовсім немає розділу, який би стосувався ландшафтів. Але те що здавалося громіздким у паперовому вигляді, можливо не є таким у електронному. Звичайно для майбутнього кадастру форми розроблені ДСЗС потрібно допрацьовувати. Лише після доопрацювання вони будуть дійсно придатними для автоматизованого інтерактивного кадастру.

Іншим варіантом організації документації у кадастрі є розробка нових форм. Хоча при цьому необхідно обов'язково використати інформацію додатків до Інструкції про зміст та складання документації державного кадастру територій та об'єктів ПЗФ.

Як зазначалося, найкращим вирішенням проблеми оперативного поновлення інформації буде мережа Інтернет. Звичайно поки що щільність Інтернету в Україні залишає бажати кращого, в деяких регіонах мережі немає взагалі. Але останнім часом досить популярним став доступ до Інтернету через мережі стільникового зв'язку із використанням компактних модемів. Тому подолати відсталість деяких регіонів у покритті мережею Інтернет можливість є.

Висновок. У статті висвітлено можливості використання інтерактивності для складання кадастру територій та об'єктів природно-заповідного фонду України. Інтерактивна система кадастру зможе забезпечити широкий доступ до кадастрової інформації через мережу Інтернет. Зараз такий доступ є проблемою.

Список літератури

1. **Максудова Л.Г., Абросимов В.В., Романов В.В.** Учебное пособие по курсу «Автоматизированная ГИС кадастра»: Автоматизированные информационные системы кадастра. (Часть I). - М.: Изд. МИИГАиК, 1996. – С. 44.
2. Державний кадастр територій та об'єктів природно-заповідного фонду станом на 01.01.06 р. Міністерство охорони навколишнього природного середовища України. Державна служба заповідної справи. Київ, 2006.

Рукопис подано до редакції 16.03.12

УДК 517.958:537.812

С.Т. ТОЛМАЧЕВ, д-р техн. наук, проф., С.Л. БОНДАРЕВСКИЙ, ст. преподаватель
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»
И.П. КОНДРАТЕНКО, д-р техн. наук, Институт электродинамики НАН Украины

К ВОПРОСУ О МОДЕЛИРОВАНИИ ПРОЦЕССА ДВИЖЕНИЯ МАГНИТНЫХ ЧАСТИЦ В НЕОДНОРОДНОМ МАГНИТНОМ ПОЛЕ

Проанализировано различие основных параметров движения частицы сферической формы при использовании двух основных идеализированных магнитных характеристиках материала частиц – постоянства магнитной проницаемости или намагниченности вещества частиц. Выполнен сравнительный расчет времени движения магнитных частиц при различных способах учета магнитной силы, оказывающей определяющее влияние на движение частицы.

Постановка задачи. Основными факторами, определяющими траекторию движения магнитных частиц в неоднородном магнитном поле, являются:

геометрические параметры частиц и их концентрация;
магнитные свойства частиц;

распределение в пространстве результирующих сил, действующих на частицы.

Задача определения достоверных параметров процесса разделения произвольной смеси частиц в неоднородном магнитном поле при сложном законе изменения гидродинамических параметров движущего потока в настоящее время не имеет строгого решения. Более того, как показано ниже, даже при рассмотрении движения изолированной магнитной частицы сферической формы в неподвижной или ламинарно текущей жидкости возникают вопросы, не имеющие однозначного решения в технической литературе. Эта неопределенность препятствует раз-

работке эффективных алгоритмов и методов моделирования процессов разделения, интерес к которым в последнее время заметно активизировался в связи с ростом вычислительных возможностей компьютерной техники, новых технических направлений, например, наносепарации, нанотехнологий и др. [1-3]. Поэтому вопросы моделирования процессов движения магнитных частиц остаются актуальными. Некоторые теоретические аспекты этой проблемы являются предметом рассмотрения в данной статье.

Основные расчетные соотношения. На изолированную частицу, движущуюся в потоке жидкости, действует суммарная сила [4]

$$\mathbf{F}_\Sigma = \mathbf{F}_m + \mathbf{F}_d + \mathbf{F}_g + \mathbf{F}_i + \mathbf{F}_v, \quad (1)$$

где \mathbf{F}_m - магнитная сила; \mathbf{F}_d - сила диффузии; \mathbf{F}_g - гравитационная сила; \mathbf{F}_i - сила инерции; \mathbf{F}_v - гидродинамическая сила. Следуя [5], силами диффузии \mathbf{F}_d и инерции \mathbf{F}_i можно пренебречь, поэтому $\mathbf{F}_\Sigma = \mathbf{F}_m + \mathbf{F}_g + \mathbf{F}_v$.

Траектория движения частицы определяется из уравнения Ньютона

$$V\rho \frac{d\mathbf{v}}{dt} = \mathbf{F}_\Sigma = \mathbf{F}_m + \mathbf{F}_g + \mathbf{F}_c, \quad \mathbf{v} = \frac{d\mathbf{r}}{dt}. \quad (2)$$

Здесь $V = 4\pi a^3/3$ - объём частицы радиуса a , ρ - её плотность, \mathbf{v} - вектор скорости движения частицы, \mathbf{r} - радиус-вектор, определяющий положение частицы в момент времени t .

Учет сил \mathbf{F}_g и \mathbf{F}_c в выражении (2) не вызывает затруднений

$$\mathbf{F}_g = V(\rho - \rho_c)g = V\rho(1 - k_c)g, \quad (3)$$

где $k_c = \rho_c/\rho$ - коэффициент плотности несущей среды,

$$\mathbf{F}_c = 6\pi a\eta(\mathbf{u} - \mathbf{v}), \quad (4)$$

где η - динамический коэффициент вязкости среды, $\mathbf{u} \equiv \mathbf{u}(\mathbf{r})$ - заданное векторное поле скоростей жидкости.

Учет магнитной силы \mathbf{F}_m более сложен. На ее значение оказывает влияние как силовое поле сепаратора, так и физические свойства частицы. К сожалению, в научной литературе вопросы учета этих факторов не имеют однозначного толкования. В практике магнитной сепарации при расчете магнитной силы \mathbf{F}_m наиболее часто исходят из выражения [6,7]

$$\mathbf{F}_m = \mu_0(\mathbf{M} \cdot \nabla)\mathbf{H}_e, \quad (5)$$

где \mathbf{M} и \mathbf{H}_e - векторы магнитного момента частицы и напряженности невозмущенного поля в месте ее расположения. В предположении постоянства по объёму частицы V её намагниченности \mathbf{J} и магнитной восприимчивости κ $\mathbf{M} = \mathbf{J}V = \kappa\mathbf{H}_iV$ и, следовательно,

$$\mathbf{F}_m = \mu_0\kappa V(\mathbf{H}_i \cdot \nabla)\mathbf{H}_e = \mu_0\kappa V H_i \text{grad} H_e. \quad (6)$$

Учитывая, что напряженность внутреннего поля сферической частицы $H_i = H_e \frac{3}{\kappa + 3} = H_e \frac{3}{\mu + 2}$, магнитную силу (6) можно записать в эквивалентной форме

$$\mathbf{F}_m = \frac{3\kappa}{\kappa + 3} \mu_0 V H_e \text{grad} H_e = k_f \kappa \mu_0 V H_e \text{grad} H_e = \frac{k_f \kappa}{2} \mu_0 V \text{grad}(H_e)^2 = \frac{\kappa}{2k_f} \mu_0 V \text{grad}(H_i)^2, \quad (7)$$

где $k_f = \frac{3}{\kappa + 3} = \frac{3}{\mu + 2}$, μ - относительная магнитная проницаемость материала частицы.

Достоинством выражения (7) является возможность разделения в явном виде силового поля сепаратора и свойств сепарируемого материала.

Следует отметить, что отсутствие во многих работах по магнитной сепарации коэффициен-

та k_f становиться теоретически оправданным только при малых значениях магнитной восприимчивости κ . Так, уже при $\kappa=1$ $k_f = 0,75$, а при $\kappa=10$ $k_f = 0,23$. В общем случае $0 \leq k_f \leq 1$.

Для магнитных частиц малых размеров (например, наночастиц) часто принимается предположение о постоянстве вектора намагниченности \mathbf{J} при любом значении напряженности магнитного поля. В этом случае выражение (5) принимает вид

$$\mathbf{F}_m = \mu_0 (\mathbf{M} \cdot \nabla) \mathbf{H}_e = \mu_0 V \mathbf{J} \text{grad} H_e. \quad (8)$$

Результаты расчетов. Для количественной оценки принципиального различия выражений (7) и (8) при моделировании силового воздействия неоднородного магнитного поля рассмотрим поведение сферической частицы радиуса a во внешнем однородном поле с магнитной индукцией B_e , возмущенном круговым цилиндром радиуса R с относительной магнитной проницаемостью среды $\mu_R = 100$. В табл. 1 и 2 приведено расчетное время движения частицы, удаленной от оси цилиндра на расстояние $2R$. Результаты получены путем интегрирования дифференциального уравнения (2) (верхние значения в ячейках таблиц) при начальных условиях $r(0)=2R$, $v(0)=0$ и числовых параметрах: $g=9,81$ м/с²; $\eta=0,0012$ Па·с; $\rho=4500$ кг/м³; $\rho_c=1050$ кг/м³ (вода); $k_c=\rho_c/\rho=0,233$. В таблицах приведены также значения времени движения частицы при отсутствии учета коэффициента k_f в формуле (7), что эквивалентно достаточно грубому, но часто встречающемуся допущению $\mathbf{H}_i=\mathbf{H}_e$ (нижние значения в ячейках таблиц).

Следует отметить, что извлечение частиц с указанной точки возможно не при любом значении скорости движения среды \mathbf{u} . Для исключения влияния скорости несущей среды примем $\mathbf{u}=0$ (свободное движение частицы); в этом случае извлечение частиц возможно во всех рассмотренных ниже вариантах.

Из формулы для магнитной силы (7) нетрудно установить принцип эквивалентности силового воздействия на частицу произвольного радиуса a , находящейся в поле одиночного цилиндра с радиусом R . Поскольку при указанных условиях градиент поля $\text{grad} H_e$ пропорционален магнитной индукции B_e и некоторой геометрической характеристике неоднородности поля, которая при фиксированных значениях радиусов a и R остается одинаковой для произвольных значений магнитных параметров κ и B_e , справедливо тождество $\xi_1 B_{e1}^2 = \xi_2 B_{e2}^2$, где $\xi = k_f \kappa = 3\kappa / (3 + \kappa)$. Другими словами, можно утверждать что при фиксированных значениях радиусов a и R время движения частицы, например, при $B_{e1}=0,5$ Тл, $\kappa_1=10$ будет таким же, как при $B_{e2}=1$ Тл, $\kappa_2=0,714$ (при этом $\xi_1 = 4\xi_2$). Если же пренебречь коэффициентом k_f , то эквивалентными для времени движения являются $B_{e1}=0,5$ Тл, $\kappa_1=10$ и $B_{e2}=1$ Тл, $\kappa_2=2,5$ (эти значения подтверждены непосредственными расчетами – см. соответствующие данные в табл. 1).

В предположении постоянства намагниченности частицы $\mathbf{J}=\text{const}$ (формула (8)) при тех же условиях легко получить соотношение эквивалентности $J_1 B_{e1} = J_2 B_{e2}$ (ср., например, варианты $B_{e1}=0,5$ Тл, $J_1=4,0 \cdot 10^5$ А/м и $B_{e2}=1$ Тл, $J_2=2,0 \cdot 10^5$ А/м в табл. 2).

Таблица 1

Время движения частиц (с) в поле одиночного цилиндра в предположении постоянства магнитной восприимчивости частицы κ

Радиус цилиндра R , мм	Радиус частицы a , мм	Магнитная индукция внешнего поля B_e , Тл					
		0,5			1,0		
		$\kappa=0,5$	$\kappa=2,5$	$\kappa=10$	$\kappa=0,5$	$\kappa=2,5$	$\kappa=10$
0,2	10^{-5}	34,89	10,97	6,464	8,702	2,742	1,621
		29,94	5,968	1,4955	7,46	1,4955	0,375
	10^{-3}	$35,11 \cdot 10^{-4}$	$11,05 \cdot 10^{-4}$	$6,544 \cdot 10^{-4}$	$8,799 \cdot 10^{-4}$	$2,785 \cdot 10^{-4}$	$1,657 \cdot 10^{-4}$
		$30 \cdot 10^{-4}$	$6,04 \cdot 10^{-4}$	$1,5 \cdot 10^{-4}$	$7,546 \cdot 10^{-4}$	$1,5 \cdot 10^{-4}$	$0,402 \cdot 10^{-4}$
	10^{-1}	$9,955 \cdot 10^{-5}$	$5,577 \cdot 10^{-5}$	$4,286 \cdot 10^{-5}$	$4,973 \cdot 10^{-5}$	$2,787 \cdot 10^{-5}$	$2,412 \cdot 10^{-5}$
		$9,215 \cdot 10^{-5}$	$4,117 \cdot 10^{-5}$	$2,058 \cdot 10^{-5}$	$4,604 \cdot 10^{-5}$	$2,058 \cdot 10^{-5}$	$1,029 \cdot 10^{-5}$
1,0	10^{-5}	875,2	274,9	162,4	218,68	68,718	40,597
		750	149,9	37,47	187,417	37,47	9,38
	10^{-3}	$8,777 \cdot 10^{-2}$	$2,756 \cdot 10^{-2}$	$1,628 \cdot 10^{-2}$	$2,192 \cdot 10^{-2}$	$0,689 \cdot 10^{-2}$	$0,407 \cdot 10^{-2}$
		$7,51 \cdot 10^{-2}$	$1,5 \cdot 10^{-2}$	$0,376 \cdot 10^{-2}$	$1,88 \cdot 10^{-2}$	$0,376 \cdot 10^{-2}$	$0,0942 \cdot 10^{-2}$
	10^{-1}	$5,01 \cdot 10^{-4}$	$2,799 \cdot 10^{-4}$	$2,149 \cdot 10^{-4}$	$2,495 \cdot 10^{-4}$	$1,396 \cdot 10^{-4}$	$1,071 \cdot 10^{-4}$
		$4,63 \cdot 10^{-4}$	$2,059 \cdot 10^{-4}$	$1,029 \cdot 10^{-4}$	$2,309 \cdot 10^{-4}$	$1,029 \cdot 10^{-4}$	$0,515 \cdot 10^{-4}$

5,0	10^{-5}	21947,91	6879	4063	5470,79	1717,94	1015,23
		18801,67	3750,48	937,09	4688,66	937,09	234,231
	10^{-3}	2,2	0,6895	0,4074	0,548	0,1722	0,1018
		1,8843	0,3759	0,094	0,4699	0,094	0,02348
	10^{-1}	$2,59 \cdot 10^{-3}$	$1,424 \cdot 10^{-3}$	$1,089 \cdot 10^{-3}$	$1,267 \cdot 10^{-3}$	$0,704 \cdot 10^{-3}$	$0,54 \cdot 10^{-3}$
		$2,39 \cdot 10^{-3}$	$1,0510^{-3}$	$0,5186 \cdot 10^{-3}$	$1,17 \cdot 10^{-3}$	$0,5186 \cdot 10^{-3}$	$0,2583 \cdot 10^{-3}$

Таблиця 2

Время движения частиц (с) в поле одиночного цилиндра в предположении постоянства намагниченности частицы J

Радиус цилиндра R , мм	Радиус частицы a , мм	Магнитная индукция внешнего поля B_e , Тл					
		0,5			1,0		
		J , А/м					
		$2,0 \cdot 10^5$	$3,0 \cdot 10^5$	$4,0 \cdot 10^5$	$2,0 \cdot 10^5$	$3,0 \cdot 10^5$	$4,0 \cdot 10^5$
0,2	10^{-5}	40,93	27,34	20,5	20,5	13,67	10,23
	10^{-3}	$4,121 \cdot 10^{-3}$	$2,748 \cdot 10^{-3}$	$2,061 \cdot 10^{-3}$	$2,061 \cdot 10^{-3}$	$1,375 \cdot 10^{-3}$	$1,032 \cdot 10^{-3}$
	10^{-1}	$10,5 \cdot 10^{-5}$	$8,574 \cdot 10^{-5}$	$7,423 \cdot 10^{-5}$	$7,423 \cdot 10^{-5}$	$6,06 \cdot 10^{-5}$	$5,247 \cdot 10^{-5}$
1	10^{-5}	1028	685,4	514	514	342,6	256,9
	10^{-3}	$10,3 \cdot 10^{-2}$	$6,866 \cdot 10^{-2}$	$5,149 \cdot 10^{-2}$	$5,149 \cdot 10^{-2}$	$3,433 \cdot 10^{-2}$	$2,574 \cdot 10^{-2}$
	10^{-1}	$5,289 \cdot 10^{-4}$	$4,311 \cdot 10^{-4}$	$3,73 \cdot 10^{-4}$	$3,73 \cdot 10^{-4}$	$3,042 \cdot 10^{-4}$	$2,633 \cdot 10^{-4}$
5	10^{-5}	25932,28	17250,67	12925,51	12925,51	8603,47	6442,01
	10^{-3}	2,584	1,72	1,289	1,289	0,859	0,644
	10^{-1}	$2,743 \cdot 10^{-3}$	$2,22 \cdot 10^{-3}$	$1,91 \cdot 10^{-3}$	$1,91 \cdot 10^{-3}$	$1,55 \cdot 10^{-3}$	$1,3 \cdot 10^{-3}$

Для иллюстрации на рис. 1-4 приведены параметры движения частиц при двух различных моделях учета магнитных свойств. Обращает на себя внимание при качественном совпадении характера движения существенное (на 4-5 порядков) различие в числовых значениях скорости и времени движения частиц. Что же касается пренебрежения отличием внутренней H_i и внешней H_e напряженностей полей, то как видно из данных табл. 1, время движения частиц отличается на 15-20 % при малых значениях магнитной восприимчивости κ и существенно возрастает (до 500%) при высоких значениях магнитной восприимчивости κ .

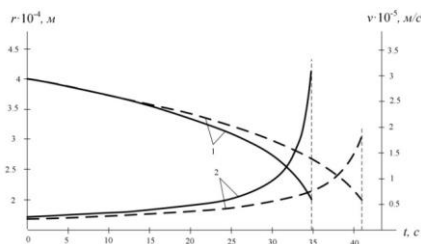


Рис. 1 Изменение положения частицы (1) и скорости ее движения (2) для $B_e=0,5$ Тл, $a=10^{-5}$ мм, $R=0,2$ мм, $\kappa=0,5$ (сплошная линия) и $J=2 \cdot 10^5$ А/м (пунктирная линия)

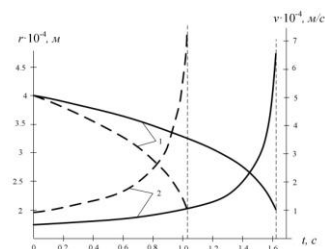


Рис. 2 Изменение положения частицы (1) и скорости ее движения (2) для $B_e=1$ Тл, $a=10^{-5}$ мм, $R=0,2$ мм, $\kappa=10$ (сплошная линия) и $J=40 \cdot 10^5$ А/м (пунктирная линия)

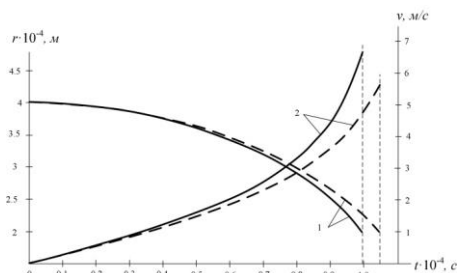


Рис. 3 Изменение положения частицы (1) и скорости ее движения (2) для $B_e=0,5$ Тл, $a=10^{-1}$ мм, $R=0,2$ мм, $\kappa=0,5$ (сплошная линия) и $J=2 \cdot 10^5$ А/м (пунктирная линия)

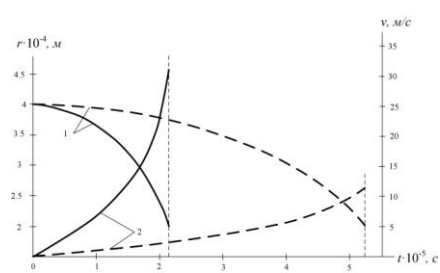


Рис. 4 Изменение положения частицы (1) и скорости ее движения (2) для $B_e=1$ Тл, $a=10^{-1}$ мм, $R=0,2$ мм, $\kappa=10$ (сплошная линия) и $J=4 \cdot 10^5$ А/м (пунктирная линия)

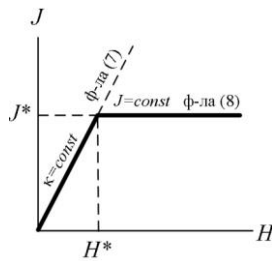


Рис. 5 Апроксимація реальної характеристики намагнічування матеріала частини

Проведений аналіз не дає достаточних основань для отримання узагальнюючих висновків, оскільки він виконаний при максимально спрощених припущеннях щодо характеру магнітного поля і при заданій траєкторії руху частини. Основний акцент зроблено на ілюстрації важливості достовірного урахування магнітних властивостей сепаруваного матеріалу. Розглянуті вище варіанти відображають дві найбільш часто використовувані ідеалізовані моделі магнітної характеристики матеріалу частини - $k=\text{const}$ або $J=\text{const}$. В дійсності, як видно з рис. 5, магнітні властивості однієї і тієї ж частини в магнітних полях різної інтенсивності можуть бути враховані як першою, так і другою моделлю. Зазначений факт підтверджує обмеженість обох моделей. Додаткові можливості підвищення точності моделювання процесів руху магнітних частин в неоднорідному магнітному полі можуть бути отримані при урахуванні комбінованої моделі магнітного стану, більш точно відображуючої реальні магнітні властивості магнетиків (ломана на рис. 5): при $0 \leq H_e \leq H^*$ $k=\text{const}$, а при $H_e \geq H^*$ $J=\text{const}$.

Особливості застосування комбінованої моделі урахування магнітних властивостей частини будуть предметом окремого розгляду.

Висновки. 1. Проведені розрахунки часу руху частини в неоднорідному магнітному полі показують, що ігнорування різниці внутрішньої та зовнішньої напруженостей поля призводить до незначительної похибки тільки при малих значеннях магнітної чутливості.

2. Підвищення точності моделювання процесів руху магнітних частин в неоднорідному магнітному полі може бути забезпечено при урахуванні комбінованої моделі магнітного стану матеріалу, коли в слабких полях приймається допущення про постійність магнітної проникності, а в сильних – намагніченості частини.

Список літератури

1. Аналіз силового впливу високоградієнтного магнітного поля на магнітні наночастини в потоці рідини / А.В. Кириленко, В.Ф. Чехун, А.Д. Подольцев, І.П. Кондратенко [і др.] // Доповіді національної академії наук України. – Київ. – 2010. – Вип. 9. – С. 162-172.
2. Кондратенко І. П. Исследование магнитогидродинамического сепаратора / А. В. Некрасов, Е.Е. Волканин // Наукowo-виробничий журнал «Електромеханічні і енергозберігаючі системи» - Кременчук. – 2011. – Випуск 3/2011 (15). – С. 107-109.
3. Кондратенко І. П. Использование метода конечных элементов при проектировании магнитного сепаратора наночастиц / А. В. Некрасов, Е.Е. Волканин // Вестник Национального технического университета «ХПИ». – 2010. – № 28. – С. 491– 493.
4. Андрусенко О.М. Баланс сил при магнітній сепарації наночастинок / А. В. Некрасов, Є.Є. Волканін // Вісник КДПУ імені Михайла Остраградського. – 2009. – Випуск 4/2009 (57). Частина 1. С. 55-58.
5. Svoboda J. Magnetic Techniques for the Treatment of Materials. 2004 Kluwer Academic Publishers.
6. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Электродинамика сплошных сред / Л.Д. Ландау, Е.М. Лифшиц – М.: Гостехиздат, 1957. - 532 с.
7. Джексон Дж. Классическая электродинамика / Джексон Дж. – М.: Физматлит, 1965.-700с.
8. Толмачев С.Т. Некоторые вопросы полиградиентной магнитной сепарации / С.Л. Бондаревский // Наукowo-виробничий журнал «Електромеханічні і енергозберігаючі системи». Вип. 1/2012(17). – Кременчук. 2012. С. 31-36.

Рукопис подано до редакції 16.03.12

УДК 621.867.4

Ю.П. КАЛІНІЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., А.А. ХІНОЦЬКА, ст. викладач,
В.П. ЯРЕМЕНКО, асистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ГВИНТОВИЙ НАТИСКНИЙ МЕХАНІЗМ РОБОЧИХ КЛІТЕЙ ПІДВИЩЕНОЇ ЯКОСТІ В РОБОТІ

Розроблено ефективну конструкцію гвинтового натискного механізму здатного зменшувати зусилля на обертання гвинта при корекції відстані між валками, а також знизити вібрацію в натискному механізмі та в валках кліти.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Розглядається нова

конструкція гвинтового натискного механізму робочих клітей, який дозволяє уникнути активного зношення різьби у гайко-гвинтовій парі натискного механізму люфта, підвищити термін роботи натискного механізму та значно покращити якість його роботи.

Щоб процес прокатки відбувався нормально, валки кліті повинні займати цілком певне положення. Для цього з метою орієнтації валка в вертикальній площині в клітях передбачені механізми вертикальної установки валків (натискні механізми). По конструкції натискні механізми бувають двох типів: гвинтові і гідравлічні. Найбільш розповсюдженні гвинтові натискні механізми.

Аналіз досліджень і публікацій. На листових, смугових і обтискних станах положення нижнього валка з подушками і підшипниками в робочій кліті постійне. Тому зазор (проміжок) між валками регулюється переміщенням за допомогою натискного пристрою тільки верхнього валка.

На станах з чотиривалковими клітями, прокатуючи довгі смуги, для отримання заданої товщини смуги корективна обтиснення прокатуемого об'єкта здійснюється на ходу, тому натискний механізм верхнього валка повинен бути розрахований на подолання повного зусилля, діючого на валки в процесі прокатки.

На сортових двовалкових і тривалкових станах положення валків при прокатці не змінюється, необхідна відстань між ними, потребуємо калібрівкою валків, установлюється заздалегідь, при настройці стана.

На сортових двовалкових станах з метою збереження лінії прокатки на постійному рівні необхідна відстань між валками для прокатування заданого профілю установлюють переміщенням верхнього і нижнього валків.

На тих станах, де положення верхнього валка змінюється після кожного проходу металу через валки (блюмінги, реверсивні дво- і чотиривалкові стани), це переміщення відбувається під час пауз між проходами.

Очевидно, що з метою збільшення продуктивності стана час, витрачений на установку верхнього валка, повинен бути мінімальним. Тому переміщення верхнього валка повинно відбуватися з великою швидкістю (наприклад, на блюмінгах ця швидкість доходить до 200-250 мм/с). Але на деяких станах, прокатують тонкі листи або смуги, швидкість переміщення верхнього валка обмежується необхідною точністю установки валків у відповідному положенні, тому ця швидкість повинна бути значною невеликою (наприклад, на тонколистових станах холодної прокатки вона складає ~ 01 мм/с).

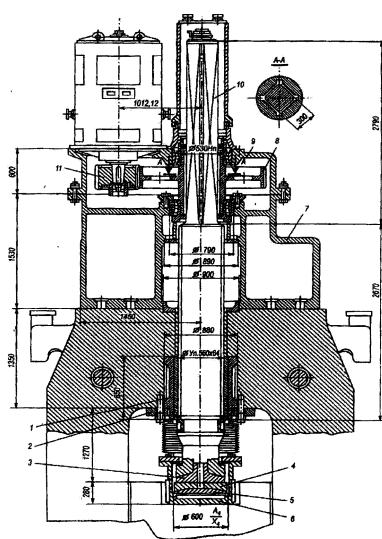


Рис. 1. Конструкція бистрохідного натискного механізму вигуна 12 через зубчате колесо 8 на гвинт 10

Крім того, очевидно, що швидкість переміщення натискних механізмів залежить також від довжини шляху, який повинен пройти робочий орган натискного механізму при установці валка. Цей шлях на обтискних станах у багато разів більше, ніж на тонколистових і смугових станах. Тому з метою можливого скорочення пауз при прокатці швидкість переміщення робочих органів натискних механізмів у обтискних станах приймають більшою, ніж, наприклад, у листових станах.

На гатункових станах, де валки установлюють тільки при настройці стана, швидкість переміщення валків обмежується потребою точністю їх настройки.

Постановка завдання. Отже, з приведених умов експлуатації натискних механізмів та вимог, пред'являемих до них, рахуємо, що найбільш доцільним являється використання гвинтових натискних механізмів, так як вони здатні забезпечити значні переміщення валків із великою швидкістю, їх конструкція здатна до регулювання швидкості переміщення робочого органу великих діапазонах. Тому доцільним є виконання модернізації гвинтових натискних механізмів.

По призначенню гвинтові натискні механізми діляться на два типи: швидкохідні і тихохідні. Їх умови використання розглянути вище.

Викладення матеріалу та результати. На рис. 1 представлено конструкцію бистрохідного гвинтового натискного механізму. У конструктивному відношенні вона складається із гайки 1, виготовленої із литої бронзи АЖ9-4 або АЖМц10-3-1,5, шайби 2, призначеної для фіксації гайки 1, п'ятника 3, упорного сідлоподібного диска 4, зафіксованого на п'ятнику, куполоподібної планки 5 та підп'ятника 6.

Механізм фіксації натискного гвинта 10, який виготовляють із високоміцних легованих сталей марок 40Х або 40ХН, являє собою ступицю зубчатого колеса 8, яка закріплена в підшипниках розташованих в кільцевих отворах кришки 9 і корпуса 7. У свою чергу отвір ступиці зубчатого колеса 8 має квадратну форму у відповідності з формою у хвостика гвинта 10. Це дає змогу передавати великий крутячий момент від приводної шестерні 11 електрод

Профіль різьби гвинтової пари натискного механізму приймають двох типів: упорна одноходова трапецеїдальна (рис. 2а) мілка, нормальна або велика і двостороння трапецеїдальна (рис. 2б). Цей профіль різьби, як значно міцніший, застосовують для натискних гвинтів і гайок тонколистових станів холодного прокатування, які при прокатці сприймають значно великі зусилля. Крім того упорну мілку однозаходну трапецеїдальну різьбу також застосовують у тихохідних натискних механізмах при тонколистовому прокатуванні. Такі гайко-гвинтові пари стійкі від саморозгвинчування.

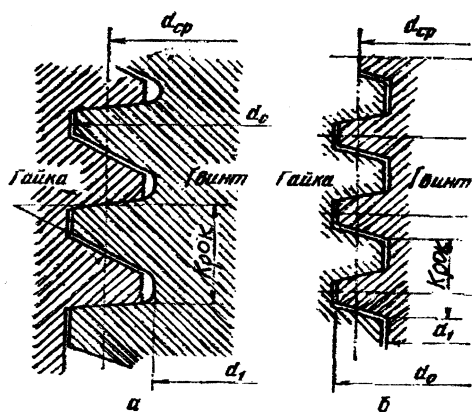


Рис. 2. Типи різьбових з'єднань: а - одноходова трапецеїдальна; б - двостороння трапецеїдальна

На натискних гвинтах як звичай застосовують однозаходну різьбу і тільки в бистрохідних натискних механізмах бльомінгів інколи використовують двозаходну різьбу.

Аналіз результатів експлуатації гвинтових натискних механізмів з вищерозглянутими типами різьбових з'єднань показує, що гвинтові пари з такою різьбою мають цілий ряд суттєвих недоліків, які негативно впливають на їх працездатність.

Аналіз результатів експлуатації гвинтових натискних механізмів з вищерозглянутими типами різьбових

з'єднань показує, що гвинтові пари з такою різьбою мають цілий ряд суттєвих недоліків, які негативно впливають на їх працездатність:

1. На практиці припустима величина зношування різьби гайки - 40 %, гвинта - 50 % по товщині.

2. У результаті помилки оператора при влученні злитка в ребро валка (між калібрами) також виникають непроєктні навантаження на натискний пристрій робочої кліти, що також приводить до виходу з ладу ходової різьби гвинта і гайки, а також відбувається порив болтів стопорних планок, які утримують касети з валками від осьового зсуву.

У результаті зношення ходової різьби натискного пристрою погіршуються параметри роботи натискного пристрою – в період захвату металу валками відбувається пробуксовка злитка у валках кліти, що знижує продуктивність стана.

3. Більші габарити і металоємність натискного пристрою ускладнюють його ремонт, монтаж і демонтаж.

4. Використання в якості поступального руху натискного пристрою упорної різьби передбачає що така конструкція має досить велику твердість і при так названому «ударі» (зіткненні злитка з валками кліти) негативно впливає на динамічні характеристики всієї конструкції.

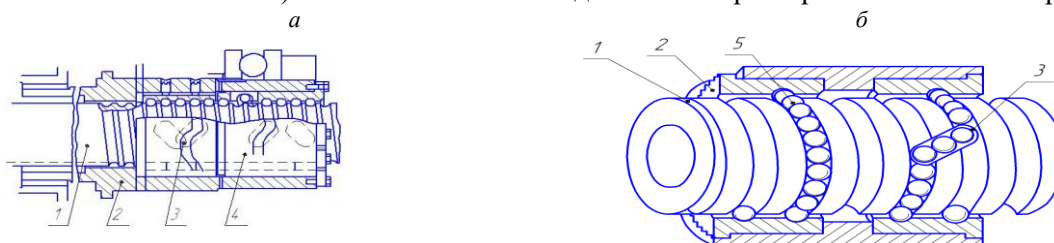


Рис. 3. Кулькогвинтова передача

5. Низький ККД гвинтової передачі ковзання в сполученні з іншими негативними фактора-

ми (висока температура, влучення абразивних часток на гвинтову передачу й ін.) приводить як до прискороного зношування гайки так і до значних втрат потужності привода натискного механізму.

Враховуючи вище приведені недоліки в існуючих гвинтових механізмах доцільно проектувати гвинтові натискні механізми робочих клітей із кулько/гвинтовою передачею гвинт-гайка (див. рис. 3). Це дасть можливість підвищити ККД гвинтової передачі в 3-5 разів, довівши її до 0,8-0,9, продовжити довговічність механізму, зменшити затрати на ремонт.

Кулько-гвинтова передача (рис. 3а,б) складається із гвинта 1, який входить у контакт з гайкою 4, впресованою в стакан 2. У спецпрорізі гайки впресована спецтулка 3 (рис. 3а,б), по якій перекачуються кульки по різьбі при роботі гвинтової пари (рис. 3б). Отже, при роботі гвинтової пари у нас тертя ковзання (в старому варіанті різьбової пари) замінюється тертям кочення (у кулько-гвинтовій парі) в результаті чого значно зменшується зусилля тертя, зношення різьбової пари, підвищуються ККД гвинтового натискного механізму і його довговічність.

Висновки та напрямок подальших досліджень. На рис. 4 наведено конструкцію гвинтового натискного механізму робочої кліті з використанням кулько-гвинтової пари.

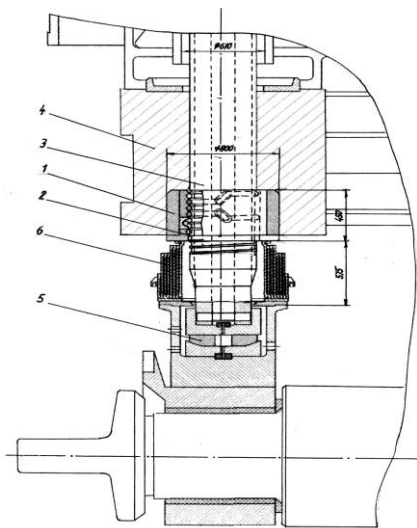


Рис. 4. Кулькогвинтова передача натискного пристрою

В цілому конструкція механізму складається із гільзи 1, в якій запресовано в гайку 2. Комплект гільзи з гайкою запресовано в гнізді станини 4. Гвинт 3 через корпус 4, як направляючий елемент для гвинта, входить у контакт з гайкою 2. Своєю торцевою частиною гвинт через вузол під'ятника 5 упирається в подушку валка.

Робоча частина гвинта різьбової пари захищена кожухом 6 від можливого попадання із зовнішнього середовища зайвих предметів або пилу та сміття, які б засмічували б різьбове з'єднання.

Як видно з рисунка кулько-гвинтового натискного механізму пропонується конструкція гвинтової пари добре узгоджується в цілому із конструкцією пари кліті, що дає можливість рекомендувати її у натискних механізмах існуючих робочих клітей.

Список літератури

1. Королев А.А. Механическое оборудование прокатных цехов. Изд. 2-е, доп. и перер. М.: Металлургия, 1965.
2. Королев А.А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станов. Изд. 2-е, доп. и перер. М.: Металлургия, 1985.
3. Целиков А.И., Полухин П.И., Гребеник В.М. и др. Машины и агрегаты для производства и отделки проката. Изд. 2-е, доп. и перер. М.: Металлургия, 1988.

Рукопис подано до редакції 01.10.12

УДК 622.271

А.Н. КОСТЯНСКИЙ, канд. техн. наук, В.И. ЧЕПУРНОЙ, зав. лабораторией, НИГРИ ДВНЗ ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

О РЕЗЕРВАХ ДОСТАВКИ ГОРНОЙ МАССЫ КАРЬЕРНЫМ ТРАНСПОРТОМ В КАРЬЕРЕ ИнГОКа

Приведено решение задачи по улучшению использования карьерного транспорта с учетом транспортируемого материала для максимального использования грузоподъемности транспортного средства.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При применяемой в настоящее время системе разработки одним из наиболее затратных процессов является перемещение горной массы к пунктам ее приема или складирования.

Анализ исследований и наблюдений. Научные исследования [1] показывают значительное влияние применяемых схем транспортирования горной массы на экономически целесообразную глубину карьера.

Характерной особенностью карьерного транспорта является односторонняя направленность перемещения транспортируемых карьерных грузов, большая крутизна подъема и высокие удельные показатели грузооборота ограниченного числа карьерных транспортных средств [2].

При этом в условиях горного производства проявляется жесткая зависимость смежных производственных процессов на карьере от надежности работы объединяющего их транспорта.

Это приводит к значительному удельному весу затрат на транспортирование горной массы в себестоимости полезного ископаемого.

Строительство и эксплуатация комплекса циклично-поточной технологии (ЦПТ) предназначенного для добычи руды в условиях Ингулецкого ГОКа, не решило проблемы транспортирования вскрышных пород с глубоких горизонтов карьера [3].

Для их вывозки из верхней зоны карьера, как и прежде, применяется железнодорожный транспорт. Одним из его достоинств является небольшой расход энергии вследствие малого удельного сопротивления движению [4]. Однако вместе с тем снижается возможная производительность экскаваторов.

Постановка задачи. Актуальной задачей для карьерного транспорта при доставке вскрышных пород на отвалы становится повышение производительности и грузооборота локомотивосостава, что также улучшит производительность обслуживающего его экскаватора.

Изложение материала и результаты. Эффективность и производительность средств карьерного транспорта в значительной степени зависит от соответствия его параметров транспортируемым горным породам, т.е. параметры транспортных средств должны соответствовать объему выемочно-погрузочных работ, а также физико-техническим свойствам перемещаемых пород.

Совершенствование процесса перемещения горной массы возможно путем увеличения полезной массы поезда.

Определим полезную массу состава для условий карьера ИнГОКа. Согласно НТП [5] максимально-допустимые уклоны железнодорожного транспорта для тяговых агрегатов 60 ‰. Руководящий уклон железнодорожных путей на восточном борту карьера ИнГОКа составляет примерно 40‰.

Масса состава [4], т

$$m_c = \frac{m_d \cdot g \cdot (1000 \psi K_c - \omega'_0 - i_p)}{(\omega''_0 + i_p) \cdot g},$$

При использовании тягового агрегата его масса, т

$$m_d = m_{э.у.} + m_{а.п.} + m_{м.д.} + g_{м.д.},$$

где $m_{э.у.}$ - масса электровоза управления, т; $m_{а.п.}$ - масса секции автономного питания, т; $m_{м.д.}$ - масса груженого думпкара, т; ψ - коэффициент сцепления при движении, доли един., i_p - руководящий уклон, тысячные; ω'_0 - удельное основное сопротивление движению карьерных локомотивов Н/кН; ω''_0 - основное сопротивление движению думпкаров, Н/кН; K_c - коэффициент использования сцепного веса, учитывающий перераспределение нагрузок между осями локомотива, для тяговых агрегатов $K_c = 0,95-0,96$.

Величина коэффициента сцепления ψ зависит от состояния рельсов, скорости движения, и схемы соединения тяговых двигателей. По данным ИГД им. Сковинского для электровозов и тяговых агрегатов при параллельном соединении двигателей, приближенно имеем [6]

$$\psi = 0,164 + \frac{176}{1000 + 60 \cdot v},$$

где v - скорость движения состава, км/ч. При $v=15$ м/ч:

$$\psi = 0,164 + \frac{176}{1000 + 60 \cdot 15} = 0,257,$$

При движении под током: $\omega'_0 = 2,8 + 0,08v = 2,8 + 0,08 \cdot 15 = 4$.

Основное сопротивление движению думпкаров: $\omega''_0 = 3,6 + 0,004 \cdot 15 = 4,2$.

После подстановки получим, т

$$m_c = \frac{416 \cdot 9,8 \cdot (1000 \cdot 0,257 \cdot 0,955 - 4 - 40)}{(4,2 + 40) \cdot 9,8} = 1896.$$

Количество вагонов в составе

$$n = \frac{m_c}{q + q_n} = \frac{1896}{105 + 48} = 12,4$$

где q - грузоподъемность прицепного вагона, т; q_n - тара прицепного вагона, т.

На карьере ИнГОКа эксплуатируются тяговые агрегаты ОПЭ1АМ с 11 думпкарами в составе. В карьере распределение подвижного состава между экскаваторами осуществляется по открытому циклу, чтобы сократить простои в ожидании транспорта. Разгрузившийся локомотивосостав направляется к любому свободному экскаватору.

Объем думпкаров позволяет погрузить в состав из 11 вагонов ориентировочно 1050 т рыхлых вскрышных пород, в то время как грузоподъемность состава составляет 1155 т. По расчетным данным локомотивосостав может состоять из 12 думпкаров. При этом вес рыхлых вскрышных пород в вагонах будет 1145 т или на 9% больше.

Загрузка составов рыхлой вскрышей может производиться на 7 горизонтах карьера, на которых извлекаются наносы. Неблагоприятным фактором может быть отсутствие свободного экскаватора на горизонтах.

Определим вероятность простоя локомотивосостава из-за отсутствия свободного экскаватора

Знание возможной оценки случайной величины $P(A)$ служит материалом для практически необходимой оценки события.

Вероятность события [7], которое можно рассматривать как единичную операцию можно представить, как отношение в среднем наблюдавшегося количества времени на одну операцию (подачу локомотивосостава под экскаватор, погрузку и движение до стрелки) к общему фонду времени за рассматриваемый период (сутки). Время погрузки состава и его движение к экскаватору и обратно - a, n число рейсов в сутки, время работы локомотивосостава в сутки = b . Тогда $P(A) = na/b$ вероятность занятия тупика на данном горизонте при погрузке экскаватором горной массы.

В условиях карьера ИнГОКа один локомотивосостав осуществляет в среднем $n=5,7$ рейсов на отвал в сутки (2008 г.). При продолжительности погрузки состава 40 мин., среднем расстоянии от экскаватора до стрелки 1 км и скорости движения локомотива 5 км/час. на уступе, время занятия забойного пути локомотивосоставом в течении одного рейса составит $a=64$ мин. Отсюда вероятность занятия пути на одном уступе равна $P(A) = 5,7 \cdot 64/1440 = 0,25$ (доли ед.).

Получив значение $P(A)$, можем использовать его для решения поставленной задачи, учитывая, что вероятность отсутствия свободного экскаватора для подачи локомотивосостава под погрузку уменьшается пропорционально количеству экскаваторов на горизонтах с которых вывозят рыхлые вскрышные породы. В условиях ИнГОКа таких горизонтов 7.

Ввиду невысокой вероятности простоя локомотивосостава в ожидании погрузки рыхлых вскрышных пород в условиях карьера ИнГОКа, предлагается сформировать для этого типа пород локомотивосостав из тягового агрегата и 12 думпкаров для их перевозки на отвал 2.

Улучшение транспортирующей возможности железнодорожного транспорта повысит производительность рабочего локомотивосостава в среднем на 5 % и позволит дополнительно перевезти 330-350 т горной массы в сутки или 69-72 тыс. т рыхлых вскрышных пород в год.

Выводы и направление дальнейших исследований. Из технологических процессов при добыче руды, процессы транспортирования, являются наиболее управляемыми.

Совершенствование процесса транспортирования вскрышных пород на отвалы, возможно путем доставки определенного объема рыхлых пород локомотивосоставом с рациональными для этих пород параметрами, что позволит более полно использовать технические возможности тяговых агрегатов.

Для повышения эффективности перемещения горной массы в карьере, параметры подвижного состава следует выбирать с учетом типа транспортируемых пород, которые обеспечат лучшие технико-экономические показатели карьерного железнодорожного транспорта.

Количество локомотивосоставов для доставки рыхлых вскрышных пород зависит от числа экскаваторов на горизонтах с которых вывозят эти вскрышные породы железнодорожным

транспортом.

Список литературы

1. Влияние транспортных схем на экономически целесообразную глубину карьера / **И.П. Варава, Г.А. Гладун, В.А. Панов, А.А. Батушкин, А.И. Белик**. Вопросы совершенствования доставки и транспортирования руды (Материалы отраслевой научно-технической конференции молодых ученых). К.: Наукова думка, 1971. - 196 с.
2. **Ржевский В.В.** Процессы открытых горных работ. / **В.В.Ржевский** М.: Недра, 1974. - 529 с.
3. **Воробьев Г.П., Кузьмичев В.М., Славинский В.М.** / Эффективность применения железнодорожного транспорта на глубоких горизонтах карьера ИнГОКа для транспортирования вскрышных пород. Сб. научн. трудов. - Вып. 85. ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1988. - С. 23-27.
4. **Потапов М.Г.** Карьерный транспорт.-М., Недра, 1985. - 239 с.
5. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Ленинград. Гипроруда, 1986. - 263 с.
6. **Андреев А.В., Дьяков В.А., Шешко Е.Е.** Транспортные машины и автоматизированные комплексы открытых разработок / М.: Недра, 1975. - 464 р.
7. **Гнеденко Б.В., Хинчин А.Я.** Элементарное введение в теорию вероятностей, М.: Главная редакция физико-математической литературы изд-во «Наука», 1976. - 165 с.

Рукопис подано до редакції 01.10.12

УДК 622.625.28

В.В. ПРОЦИВ, д-р техн. наук, проф., А.М. ТВЕРДОХЛЕБ, ассистент
ГВУЗ «Национальный горный университет»

АЛГОРИТМ РАБОТЫ СИСТЕМЫ РЕГУЛИРОВАНИЯ ТЯГОВОГО УСИЛИЯ ШАХТНОГО ЛОКОМОТИВА

Предлагается алгоритм работы системы согласования тягового усилия приводных колесных пар шахтного локомотива для реализации максимально возможной силы тяги, определяемой условиями взаимодействия фрикционной пары.

Повышение тяговых свойств локомотивов требует реализации предельных по условию сцепления тяговых усилий. Реализация сил тяги в точке контакта колеса и рельса для шахтного рельсового транспорта ограничена специфическими факторами. К основным факторам можно отнести следующие: низкий коэффициент сцепления колес с рельсами, зависящий в реальных условиях от характера и степени загрязненности дорожек катания рельсов угольной и рудной пылью, повышенная влажность, химическая активность шахтных вод, несовершенство ходовой части локомотивов (наличие зазоров в буксах и звеньях привода), сложность профиля и криволинейность рельсового полотна и т.д. Все это приводит к тому, что шахтный локомотив в основном работает в переходных режимах с частым боксованием колес. Режим боксования является аварийным режимом работы, при котором более чем в 2,5-3 раза возрастает динамическая нагруженность элементов привода, резко повышается износ колесных пар и рельсов, снижается тяговое усилие локомотивов, которые в совокупности приводит к существенному росту удельных энергетических и эксплуатационных затрат. Поэтому весьма важную роль в повышении технологических качеств локомотива играет эффективность систем, предотвращающих боксование колес локомотива. К сожалению, на сегодня следует отметить достаточно низкий технический уровень применяемых в Украине шахтных локомотивов, большинство из которых разрабатывалось в 60-70-е годы прошлого столетия и которые не оборудованы даже самыми простейшими противобоксовочными системами.

Для увеличения эффективности и повышения силы тяги проектировщики прибегали к увеличению веса самого локомотива. Однако дальнейшее повышение массогабаритных показателей, для обеспечения необходимой силы прижатия колес локомотивов к рельсам, увеличивает бесполезно перевозимую неподдресоренную массу, которая снижает динамические свойства привода и ухудшает воздействие на рельсовый путь. Поэтому сейчас актуальной является задача использования резервов по повышению силы тяги без увеличения сцепной массы локомотива.

Работы различных исследователей [1-4] показывают, что максимальное использование тяговых свойств локомотивов возможно, если научиться активно, с максимальной эффективностью, управлять силами сцепления колес с рельсовым полотном, и поэтому разработка таких систем является сегодня *актуальной задачей*.

Цель работы. Разработка новых технических решений для регулирования тягового усилия

по условию реализации максимальных тяговых свойств на каждой из приводных колесных пар, в условиях различного коэффициента сцепления.

Материалы и результаты исследований. Нарушение нормальных условий сцепления колес с рельсами существенно влияет на тяговые свойства и сцепные качества локомотива. Наиболее простую модель образования силы сцепления дает представление приложенного к колесу вращающего момента $M_{вр}$, который действует на рельс с силой нормального давления N , в виде пары сил, одна из которых приложена в точке контакта колеса и рельса (рис. 1).

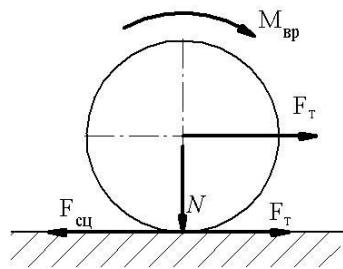


Рис. 1. Упрощенная модель создания силы сцепления

В таком случае сила сцепления $F_{сц}$ есть внешняя по отношению к колесу сила трения, возникающая как реакция и направленная противоположно силе тяги. Препятствуя скольжению колеса относительно рельса, она создает силу тяги $F_{т}$.

Однако на практике, в условиях взаимодействия реальных материалов колеса и рельса, обладающих шероховатостью и имеющих конечную жесткость, процесс образования силы сцепления имеет гораздо более сложную природу. Наиболее распространенной на сегодняшний день есть гипотеза, согласно которой сила сцепления колеса с рельсом возникает при проскальзывании колеса относительно рельса во время качения. Так же, как и сила трения, она зависит от процессов, происходящих в поверхностных слоях контактирующих тел [4] и является результатом механического взаимодействия (деформации микрорельефа соприкасающихся поверхностей) и межмолекулярного притяжения на площадке контакта колеса и рельса, обусловленных большой нормальной нагрузкой [5]. На опорной поверхности, возникающей за счет взаимной деформации колеса и рельса и имеющей форму эллипса, одновременно существуют зоны сцепления и упругого скольжения [6].

Известно [7], что вследствие относительного перемещения волокон бандажа колеса и рельса, обусловленного упругостью их материалов, путь, проходимый его геометрическим центром, не равен пути, рассчитаному по окружной скорости и радиусу колеса за то же время. По Картеру на опорной поверхности фрикционной пары зону контакта разделяют на зону упругого скольжения и зону сцепления, а природа движения двух катящихся тел представляется перемежающимся процессом: качение - проскальзывание.

Взаимосвязь между силой сцепления $F_{сц}$ движущегося колеса с силой вертикального давления колесной пары на рельс N устанавливается с помощью коэффициента сцепления

$$\psi = F_{сц} / N.$$

На рис. 2. приведены идеализированные зависимости коэффициента сцепления шахтного локомотива от относительного скольжения по рельсу для различного состояния рельсового пути: *a* - сухие рельсы, *б* - с твердыми загрязнителями на рельсах, *в* - влажные рельсы, а также характеристики сцепления, полученные разными авторами [8-10] экспериментально для специфических шахтных условий, где 1 - характеристика полученная проф. Ренгевичем А. А. в 1970 г, 2 - проф. Процивим В.В. в 1990 г., 3 - проф. Сердюком А.А., к.т.н. Зиборовым К.А., к.т.н. Дерюгиным О.В. в 2000 г.

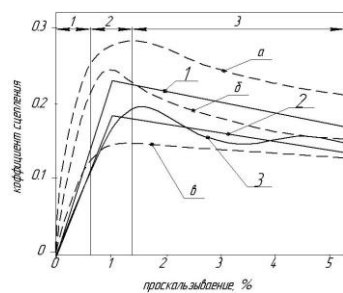


Рис. 2. Зависимость коэффициента сцепления от полного скольжения колеса по рельсу

Анализируя выше представленные характеристики и исследования ряда зарубежных и отечественных ученых [11-13] можно утверждать, что наличие в реальных условиях загрязнений на поверхности рельсов существенно меняет течение процесса реализации имеющегося уровня сцепления, а поверхностные слои в зоне контакта в существенной степени определяют сцепление колеса с рельсом, обуславливая наличие второго максимума характеристики сцепления, который при использовании быстродействующей аппаратуры удавалось зафиксировать [8,11,12].

Полученные разными методами и для разных условий характеристики сцепления иногда существенно отличаются друг от друга. Однако, несмотря на различия, можно выделить общие области, присущие для характеристики сцепления, которые показаны на рис. 2.

Область 1 представляет собой практически линейную зависимость и характеризуется преобладанием в зоне контакта упругих деформаций. По мере увеличения скольжения (область 2) темп роста силы сцепления замедляется и она достигает своего максимального значения. Дан-

ный отрезок характеризуется постепенным ростом пластической деформации. Область 3 представляет собой нелинейное снижение силы сцепления, сопровождающееся дальнейшим ростом пластической деформации, действие которой теперь становится доминирующим. Указанные ветви не всегда четко выражены, что объясняется многочисленностью факторов, влияющих на процесс взаимодействия колеса и рельса.

Учитывая специфику работы шахтного локомотива необходимо отметить, что в отличие от железнодорожного рельсового транспорта, который использует в основном первую зону характеристики сцепления, шахтный локомотив работает во второй и третьей областях. Около 80...95 % времени движения локомотив реализует силу тяги, меньшую максимальной по условиям сцепления колес с рельсами, поэтому определяющим динамическим режимом является квазистационарный режим движения. Требуемые динамические свойства привода в характерных динамических режимах могут быть обеспечены в результате всей совокупности варьируемых параметров системы экипаж - тяговый электропривод — путь при учете наложенных на них реальных ограничений.

Тяговый привод современных локомотивов, как электромеханическая система, включает в себя тяговые двигатели с системой регулирования, осевые редукторы, колесные пары, а также связывающие их передаточные механизмы (специальные муфты) и предназначен для передачи вращательного движения и тягового момента от тягового двигателя к колесным парам.

Классификация динамических режимов работы тягового привода локомотива основана на определении положения равновесной точки a , отражающей равенство тягового момента M_T и момента сцепления M_c на характеристике сцепления колеса с рельсом (рис. 3).

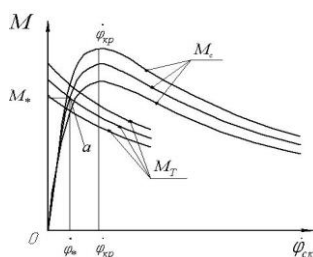


Рис. 3. Взаимное расположение характеристики момента сцепления и тягового момента, приведенного к колесной паре

Как видно из приведенных выше характеристик, зависимость момента сцепления M_c от угловой скорости скольжения колеса $\varphi_{ск}$ имеет восходящий ($\varphi_{ск} < \varphi_{кр}$) и падающий ($\varphi_{ск} > \varphi_{кр}$) участки, где $\varphi_{кр}$ - критическая угловая скорость скольжения, соответствующая максимальному моменту сцепления. Если точка a находится на восходящем участке характеристики сцепления и не выходит за его пределы, то привод реализует устойчивый режим тяги (или выбега — при M_T , равном нулю). Если точка a находится на падающем участке характеристики сцепления, то имеет место боксование.

Момент сцепления колесной пары с рельсами определяется выражением

$$M_c = R_k (N + \Delta N) \psi_o k(\varphi_{ск})$$

где R_k - радиус колеса; N - сила вертикального давления колесной пары на рельс; ΔN - вертикальная динамическая составляющая в контакте колесной пары с рельсами, обусловленная колебаниями экипажа, подвеской и жесткостью рельсового полотна; $k(\varphi_{ск}) = \psi / \psi_o$ - безразмерная характеристика сцепления; ψ - мгновенный коэффициент сцепления; ψ_o - потенциальный (максимальный для данной скорости движения локомотива) коэффициент сцепления.

Поскольку $\Delta N = \Delta N(t)$ является функцией времени и отражает догружение и разгружение контакта колес с рельсами, то момент сцепления также является во времени величиной переменной - $M_c = M_c(t)$.

Тяговый момент, приложенный к колесной паре M_T , также имеет динамическую составляющую, как это следует из выражения

$$M_T = M_{T0} + \Delta M(t).$$

Как видно из рис. 3, форма и величина области флуктуации $M_c(t)$ и $M_T(t)$ зависят от величин динамических составляющих ΔN и ΔM , а также фазовых соотношений между ними и по мере увеличения среднего тягового момента M^* смещаются к вершине восходящего участка характеристики сцепления $M_c(\varphi_{ск})$. При этом возможен кратковременный заход равновесной точки на падающий участок характеристики $M_c(\varphi_{ск})$ с последующим возвращением (или не возвращением) на восходящий участок.

Режим, при котором зона флуктуации равновесной точки находится в окрестностях вершины характеристики сцепления, является режимом реализации максимальной силы тяги или переходным режимом. Этот режим занимает промежуточное положение между режимами устойчивой тяги и боксования.

Устойчив или не устойчив данный режим, можно судить по тому, как ведет себя равновесная точка: если она возвращается на восходящий участок кривой $M_c(\varphi_{ск})$, то режим устойчив.

Если же заход равновесной точки на падающий участок сопровождается её дальнейшим движением в область высоких скоростей скольжения, то считается, что устойчивая реализация тяги нарушена, и начинается боксование. Поэтому регистрация боксования традиционно производится по факту роста скорости скольжения колес относительно рельсов.

Поскольку скорость скольжения, при которой может начаться боксование, не превышает 2,5 – 3,0 % абсолютной скорости, то столь малая величина не позволяет современными регистрирующими приборами точно оценить процесс сцепления колеса с рельсом. Особенно тяжело определить момент начала боксования для шахтного локомотива. Специфические условия эксплуатации шахтного локомотива (низкий коэффициент сцепления, наличие между колесом и рельсом промежуточной среды, значительные неровности и плохое качество рельсового пути, высокая влажность и т.д.) и малые скорости движения, не позволяют перенести результаты исследований противобоксовочных систем железнодорожного состава на шахтный транспорт.

В данной работе авторами предлагается для активного влияния на срыв сцепления применять систему регулирования тягового усилия, которая допускает использование не только рабочего участка характеристики сцепления. В качестве системы, распределяющей движущие моменты на приводных осях, предлагается использовать механизм согласования тягового усилия [14], который позволяет за счет изменения степени свободы перераспределять рабочую нагрузку на колесные пары шахтного локомотива до восстановления сцепления. Принципиальная схема системы согласования тягового усилия показана на рис. 4.

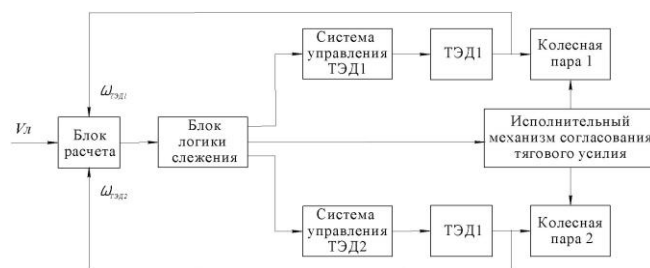


Рис. 4. Блок-схема системы согласования тягового усилия

В данной схеме сигналы от датчиков угловой частоты вращения тяговых двигателей, расположенных на оси двигателей, и сигнал от радарного датчика скорости перемещения рамы относительно пути поступают в блок расчета, который определяет текущее значение относительного

скольжения колесной пары. Затем найденное значение относительного скольжения колес, кинематически связанных с тяговым двигателем, передается на блок логики слежения, который вырабатывает управляющий сигнал для систем управления тяговыми двигателями и на исполнительный механизм согласования тягового усилия. Принцип работы механизма согласования тягового усилия подробно описан автором в более ранних публикациях [14,15].

Принцип действия механизма согласования тягового усилия заключается в том, чтобы заставить буксующую колесную пару, у которой мгновенный коэффициент сцепления ψ имеет более низкое значение, вращаться с такой же угловой скоростью что и колесная пара с лучшими условиями сцепления и более высоким коэффициентом сцепления. Таким образом, подверженная боксованию колесная пара, может реализовывать тяговое усилие пусть и более низкое. Но при этом локомотив в целом будет иметь суммарную силу тяги выше, нежели аналогичный локомотив без системы согласования тягового усилия и находящийся в тех же условиях сцепления.

В действительности, каждая колесная пара имеет определённую величину упругого скольжения на рельсе. Поэтому кривые сил сцепления первой и второй колесной пары не совпадают между собой, а оказываются сдвинутыми на случайную величину упругого скольжения ΔS (рис. 5).

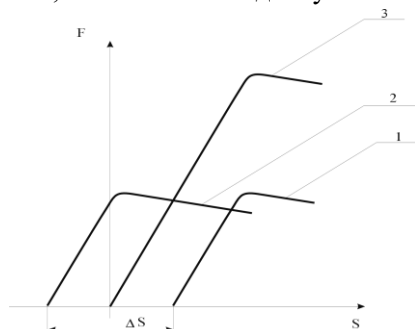


Рис. 5. Условные графики изменения сил сцепления: 1, 2 - силы сцепления, соответственно, первой и второй колесной пары; 3 - суммарная сила сцепления локомотива

Неодинаковые условия фрикционного взаимодействия колеса локомотива и рельса является дополнительной причиной возбуждения и развития крутильных колебаний в звеньях привода, а также вызывает нежелательное скручивание оси колесной пары. Предотвращение боксования позволит не только увеличить суммарную силу сцепления локомотива, но и снизить динамическое воздействие на звенья привода (крутильные колебания оси колесной пары, продольную динамику локомотива).

Применение механизма согласования тягового усилия обеспечивает перераспределение

нагрузки между приводными колесными парами, близкое к условиям эксплуатации, и соответственно позволяет увеличить суммарную силу тяги колесных пар с рельсовым полотном, уменьшить длительность нестационарных режимов движения при рабочем цикле шахтного локомотива. Система регулирования тягового усилия позволяет, благодаря реализации управляемого режима вращения колесных пар за счет изменения степени свободы привода, обеспечить наиболее возможную для конкретных условий загрязнения рельсового пути силу тяги.

Вывод. Установка системы регулирования и применение механизма согласования тягового усилия между приводными колесными парами позволит при конкретных параметрах шахтного локомотива улучшить его тяговые характеристики и обеспечить более точное перераспределение рабочей нагрузки между приводными колесными парами на участках пути сложного профиля, а также увеличить суммарную силу тяги колесных пар с рельсовым полотном за счет снижения проскальзывания колес.

Список литературы

1. Павленко А.П. Динамика тяговых приводов магистральных локомотивов [Текст] / А.П. Павленко. – М.: Машиностроение, 1991. – 192 с.
2. Вериго М.Ф. Взаимодействие пути и подвижного состава [Текст] / М.Ф. Вериго, А.Я. Коган; под ред. М.Ф. Вериго. – М.: Транспорт, 1986. – 559 с.
3. Лужнов, Ю.М. Модель фрикционного контакта колеса с рельсом и возможности управления его свойствами [Текст] / Ю.М. Лужнов, В.А. Попов, Г.М. Седов // Вестник ВНИИЖТ, 2009. – № 1. – С. 30-32.
4. Мишин Н. М. Внешнее трение твердых тел [Текст] / Н. М. Михин. – М.: Наука, 1977. – 219 с.
5. Джонсон К. Механика контактного взаимодействия / К. Джонсон; пер. с англ. – М.: Мир, 1989. – 510 с.
6. Ишлинский А. Ю. О проскальзывании в области контакта при трении качения / А. Ю. Ишлинский // Изв. АН СССР. ОТН, 1956. – № 6. – С. 3 – 15
7. Вериго, М.Ф. Взаимодействие пути и подвижного состава [Текст] / М.Ф. Вериго, А.Я. Коган; под ред. М.Ф. Вериго. – М.: Транспорт, 1986. – 559 с.
8. Зиборов, К.А. Экспериментальное определение характеристик сцепления шахтного локомотива при кинематических и силовых несовершенствах [Текст] / К.А. Зиборов, Сердюк А.А., Дерюгин О.В. Вибрации в технике и технологиях, 2000.- №4 (16). - С.60-63
9. Процив, В. В. Экспериментальное определение характеристик сцепления шахтного локомотива в режиме торможения [Текст] / В. В. Процив, А. Г. Мона // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. – № 2. – С. 95 – 97.
10. Ренгевич, А. А. Коэффициент сцепления шахтных электровозов / А. А. Ренгевич // Вопросы рудничного транспорта. – М.: Госгортехиздат, 1961. – Вып. 5. – С. 227 – 246.
11. Вербек Г. Современное представление о сцеплении и его использовании / Г. Вербек // Железные дороги мира. – М., 1974. – № 4. – С. 23 – 53.
12. Хлебников В. Н. Исследование фрикционного взаимодействия колес с рельсами / В. Н. Хлебников // Рефер. сб. «Железнодорожный транспорт за рубежом» / ЦНИИ ТЭИ МПС, 1976. – № 3. – С. 3 – 23.
13. Лужнов Ю. М. Загрязнение поверхностей рельсов и колес подвижного состава / Ю. М. Лужнов, Н. В. Русакова, Р. Г. Черепашенец // Вестник ВНИИЖТ, 1972. – № 4. – С. 38 – 40.
14. Шахтный локомотив [Текст]: патент № 57695 Украина: В61F 5/38. / К. А. Зиборов, В.В. Процив, А.М. Твердохлеб (Украина); заявитель и патентообладатель государственное ВУЗ «Национальный горный университет»; опубл. 10.03.2011, бюл. № 5
15. Зиборов К.А. Принципы построения системы согласования тягового усилия приводных колесных пар шахтного локомотива / К.А. Зиборов, А.М. Твердохлеб, С.А. Воскобойник // "Гірнична електромеханіка та автоматика" №88, 2012. - С. 115 – 120.

Рукопис подано до редакції 01.10.12

УДК 681.5.012: 621.313.52

В.П. ЩОКІН¹, д-р техн.наук, доц., О.В. ХРОМЕЙ, аспірантка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ ХАРАКТЕРИСТИК АВТОМАТИЗОВАНОЇ СИСТЕМИ КЕРУВАННЯ ЗБУДЖЕННЯМ ТЯГОВОГО ГЕНЕРАТОРА ЗАЛІЗНИЧНОГО ТРАНСПОРТУ

Проведено аналіз існуючої автоматизованої системи керування збудженням тягового генератора залізничного транспорту з урахуванням критеріїв її практичного застосування. Виявлено основні проблеми автоматизованої системи керування збудженням тягового генератора та запропоновано шляхи їх вирішення з метою підвищення ефективності роботи локомотиву.

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Проблемам автоматизації залізничного транспорту присвячена значна кількість публікацій як в країнах дальнього зарубіжжя, так і СНД і Україні. Але ряд питань, що стосуються синтезу систем керування для складних об'єктів, потребують подальших розробок та досліджень. Особливо це стосується питань, що пов'язані із розробкою раціональних математичних моделей та методів оптимізації, орієнтованих на застосування засобів обчислювальної техніки та прикладного програмного за-

¹ © Щокін В.П., Хромей О.В., 2012

безпечення. До того ж, поряд з традиційними методами моделювання та оптимізації, які не завжди мають необхідну гнучкість при рішенні конкретних практичних задач з різноманітними обмеженнями, доцільно використовувати нові перспективні методи та технології, які базуються на штучних нейронних мережах, нечіткій логіці та інших.

Аналіз досліджень та публікацій. Результати досліджень автоматизованих систем керування режимами роботи тягового електроприводу на залізничному транспорті викладені у трудах вчених Науково-дослідного інституту тепловозів та шляхових машин, спеціалістів ВАТ «Технологія», ВАТ «НПК «Союзцветавтоматика» та інших. Однак всі вони занадто трудомісткі та потребують масштабних фінансових витрат, тому доцільне створення універсальної системи автоматичного керування режимами роботи тягового генератора.

Мета і задачі дослідження. Метою роботи є створення моделі автоматизованої системи керування режимами роботи тягового електроприводу, розробка способів її реалізації з використанням сучасної обчислювальної техніки і прикладного програмного забезпечення, уточнення структури САР окремих енергетичних систем об'єкта керування згідно заданого критерію з використанням сучасних технологій.

Для досягнення поставленої мети необхідно розв'язати такі задачі:

- проаналізувати методи та критерії якості;
- розробити модель об'єкта керування;
- автоматизувати систему керування режимами роботи тягового електроприводу, використовуючи сучасні інформаційні технології та прикладне програмне забезпечення;
- розробити адаптивні регулятори системи керування;
- дослідити систему керування.

Основною задачею автоматизації процесами управління режимами роботи тягового електроприводу залізничного транспорту є максимальне наближення тягової характеристики тягового генератора до необхідної (рис. 1). Створення спеціального програмного алгоритму адаптивного управління для системи автоматичного керування тяговим генератором призведе до найбільш оптимального та ефективного використання енергетичних, трудових та фінансових ресурсів [1].

Заміна існуючої системи автоматичного керування тяговим генератором на адаптивну систему автоматичного керування вирішить такі задачі:

- забезпечення оптимальних витрат палива;
- підвищення коефіцієнту корисної дії об'єкта залізничного транспорту в цілому;
- використання повної потужності тягового генератора в більш широкому інтервалі швидкостей руху;
- економія енергоресурсів на тягу до 10-12%;
- підвищення безпеки руху локомотива [4].

Викладення матеріалу і результати. Однією з основних вимог, що висувається до електричної передачі тепловоза, є повне використання вільної потужності дизеля при всіх швидкостях руху. При постійній потужності дизеля і незмінних затратах потужності на привод допоміжних агрегатів тяговий генератор повинен працювати у режимі постійної потужності

$$P_{Г} = I_{Г} \cdot U_{Г} = \text{const}, \quad (1)$$

де $P_{Г}$ - потужність генератора, Вт; $I_{Г}$ - струм навантаження генератора, А; $U_{Г}$ - напруга генератора, В.

Під час руху тепловоза струм навантаження змінюється в залежності від опору руху поїзда: при збільшенні цього опору і зниженні швидкості руху тягові електродвигуни будуть реалізовувати суттєвий обертальний момент, що призведе до збільшення споживаного ними струму, а відповідно, і струму навантаження генератора. Навпаки, при зменшенні опору руху і збільшенні швидкості руху струм навантаження генератора буде зменшуватись [1].

Для підтримання постійної потужності напруга генератора повинна примушено змінюватись обернено пропорційно струму навантаження

$$U_{Г} = P_{Г} / I_{Г}. \quad (2)$$

Така залежність, що називається зовнішньою характеристикою генератора, має форму гіперболи (рис.1, лінія БГ).

Для зменшення інтенсивності боксування колісних пар на тепловозах може забезпечуватись так звана динамічна жорстка характеристика тягового генератора по напрузі, при якій із зменшенням струму навантаження внаслідок боксування колісних пар напруга не збільшується (лінія ВЕ на рис. 2), і в той же час зміна струму навантаження генератора при відсутності боксування визиває обернено пропорційну зміну напруги (гіпербола БГ).

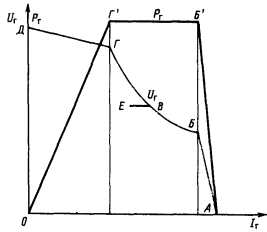


Рис.1. Форма необхідної зовнішньої характеристики тягового генератора U_G і крива зміни потужності P_G

В області великих струмів навантаження генератора виникає обмеження максимального струму (лінія АБ), а в області малих струмів навантаження - обмеження максимальної напруги (лінія ГД) [1].

Номинальна потужність дизель-генератора може бути реалізована лише при номінальній частоті обертання валів дизель-генератора. Для роботи тепловоза з меншою потужністю необхідно зменшити частоту обертання валів дизель-генераторної установки і збудження генератора. Дані операції здійснюються за допомогою контроллера. Зміна потужності по позиціям контроллера повинна бути рівномірною і відповідати роботі силової установки по економічній ефективності[1].

Напруга генератора U_G , якщо знехтувати падінням напруги у колі якоря, може бути визначена за формулою

$$U_G = C_G \cdot \Phi_G \cdot n \quad (3)$$

де C_G - постійна величина для даного генератора, що визначається числом пар полюсів і параметрами обмотки якоря; Φ_G - магнітний потік полюса генератора, Вб; n - частота обертання якоря генератора, об/хв.

Магнітний потік полюса Φ_G пропорційний струму збудження генератора. Тому, для того щоб отримати необхідну форму характеристики генератора (див. рис. 2) необхідно струм збудження змінювати по визначеному закону в залежності від ряду факторів, що впливають на напругу генератора і потужність дизель-генераторної установки. Така зміна струму збудження генератора на сучасних тепловозах реалізується за допомогою системи автоматичного керування тяговим генератором (рис. 2).



Рис. 2. Функції системи автоматичного керування тяговим генератором

Оскільки основним фактором, залежно від якого змінюється напруга генератора, є струм його навантаження, основна САК генератором повинна бути виконана по струму навантаження. Саме вона дозволить наблизити характеристику генератора у заданому інтервалі струмів навантаження до гіперболічної форми. Ця ж САК на початку руху тепловоза забезпечує обмеження пускового струму, а при малих струмах – обмеження максимальної напруги генератора.

Робота тепловоза з пониженою потужністю і зменшеним пусковим струмом, як зазначалося вище, потребує зниження частоти обертання валів дизель-генераторної установки шляхом зменшення позиції контролера. Для реалізації необхідної потужності генератора на проміжних позиціях контролера служить САК генератором по частоті обертання. При роботі тепловоза має місце ряд факторів (окрім струму навантаження генератора), які впливають на потужність генератора, а також на вільну потужність, що передається генератору від дизеля. Тому в доповнення до САК генератором застосовується додаткова САК дизель-генератором по потужності[1].

На сьогодні САК суміщує принципи керування по вільно змінюваному навантаженню та по відхиленню керованої величини. Таку САК називають комбінованою. Принцип комбінованого автоматичного керування застосований у САК тяговим генератором по струму навантаження більшості сучасних тепловозів. Тут основним вузлом регулятора є магнітний підсилювач збудження, обмотки керування якого утворюють вузол сумування сигналів (вузол порівняння). Регулятор включає також селективний вузол СВ, датчик завдання - безконтактний тахометричний блок, а також датчики сигналів – вимірювальні трансформатори струму і навантаження[1].

Амплістат збудження в системі автоматичного управління тяговим генератором є основним вузлом. Він інтегрує сигнали по струму навантаження, напрузі та частоті обертання тягового генератора, по потужності дизель-генератора і подає результуючий і підсилений сигнал на обмотку збудження збуджувача. Але дана САК має суттєві недоліки:

- вплив температури обмоток і гістерезису електричних машин, а також напруги допоміжного генератора на напругу і потужність тягового генератора;
- перевантаження дизеля чи недовикористання його потужності при зміні потужності тягового генератора, навантаження від допоміжних агрегатів, а також відхилення параметрів, що обмежують потужність дизеля;
- неможливість тільки за рахунок даної системи керування отримувати обмеження по струму і напрузі тягового генератора;
- складність налаштування характеристики тягового генератора [1].

Усунути вказані недоліки можливо за допомогою заміни системи «амплістат» на оптимальну автоматизовану систему керування збудженням тягового генератора, що дозволить значно підвищити ефективність роботи об'єкта залізничного транспорту, вивільнити робочий час ремонтних бригад, зменшивши цим самим фінансові затрати.

Висновки і напрямки подальших досліджень. Отже, на основі проведеного аналізу спеціальних джерел інформації, можна зробити висновок, що використання удосконаленої системи автоматичного керування тяговим генератором є актуальною задачею. Вже зараз можна оцінити економічний ефект за такими критеріями, як зниження витрат палива, зменшення затрат на ремонт тепловоза, підвищення продуктивності тепловоза[2]. Завдяки запланованій гнучкості програмного забезпечення САК та можливості її подальшого вдосконалення і введення в дію, можлива окупність даної системи за рахунок покращення ергономічних, екологічних та техніко-економічних показників об'єкта залізничного транспорту.

Список літератури

1. Вилькевич Б.И. Электрические схемы тепловозов типов ТЭ10М и ТЭ10У. – М.: Транспорт, 1993. – 144 с.
2. Котов О. Автоматизированная многофункциональная система управления локомотивом // Журнал «СТА». – М.: Недра, 1998. - №4. – с.34 – 40.
3. Сильнищев Р.И. Автоматизация проектирования систем автоматического управления: учеб. для вузов по спец. «Автоматика и упр. в техн. Системах» - М.: Высш. шк., 1991. – 335 с.
4. Сорин Л.Н. Автоматизированные системы управления для железнодорожного транспорта / Сорин Л.Н. // Вісник СНУ ім.Далія, 2011. - №4(158) ч.1. – с. 205 – 207.

Рукопис подано до редакції 05.04.12

УДК 622.34:658.562

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., О.Л. ТОПЧІЙ
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПРОГНОЗУВАННЯ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМУ ОСВОЄННІ РОДОВИЩА

Розглянуто методи прогнозування якісних показників корисної копалини при комплексному освоєнні родовищ. Виконано детальний аналіз мінливості показників в конкретних умовах оцінювання об'єму і формування якості рудної сировини гірничо-видобувних підприємств.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Прогнозна оцінка середніх значень геологічних показників у надрах - одна з найважливіших при реалізації функцій маркшейдерсько-геологічного управління об'ємом і якістю рудної сировини при комплексному освоєнні родовища. Застосування методів, що засновані на теорії випадкових функцій, дає задовільні результати для блоків малого розміру, мало вивченими за результатами розвідувальних даних[1-3].

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідження з перерахованих питань для окремих видів корисних копалин, стадій освоєння родовищ, рівнів і періодів управління розглянуті в роботах В. О. Букринського, В. М. Гудкова, А. Б. Каждана, П. О. Риждова, І. Н. Ушакова, І. І. Фінаревського, У. Крамбейна, Ж. Матерона, Ж.-М. Ренду та ін. При наявності ефективних розробок окремих питань дотепер, однак, відсутні комплексні дослідження, що спрямовані на створення теорії, методів і технологій прогнозування якісних показників корисної копалини при комплексному освоєнні надр.

Постановка завдання. Проблема оцінки якісних показників корисної копалини у надрах є досить актуальною для гірничо-видобувної промисловості. Її успішне вирішення можливо тільки на основі глибокого вивчення і обґрунтування функцій і об'єктів маркшейдерсько-геологічного забезпечення, аналізу факторів, що впливають на результати прогнозування, вибору раціонального комплексу математичних методів вирішення завдань і побудови ефективної системи обробки масивів інформації з використанням комп'ютерних технологій.

Викладення матеріалу та результати. Руди балансових запасів корисних копалин представляють собою складні мінеральні агрегати, які складаються з суміші рудних і нерудних мінералів - кремнезему, глинозему, вапна, магnezії та ін. Крім того, руди містять у різних кількостях як корисні (залізо, марганець, нікель, ванадій, мідь, титан та ін.), так і шкідливі (сірка, фосфор, цинк, свинець та ін.) домішки. Корисні домішки впливають на якість металу, що виплавляється. Вони можуть мати цінність для самостійного використання. Характер дії шкідливих домішок діаметрально протилежний дії корисних, тому вони повинні бути вилучені повністю або їхній вміст повинен бути доведений до припустимих меж.

Характерною рисою гірничорудної промисловості є те, що рудна сировина, видобута навіть із одного блоку, характеризується мінливістю фізико-хімічних властивостей, які підсилюються тим, що рудна сировина на перероблення, зокрема на збагачувальну фабрику, надходять з декількох блоків, горизонтів, шахт, кар'єрів і має різне збагачування. Коливання фізико-хімічних властивостей рудної сировини, вимагає оперативної мінливості або перебудови технологічного процесу виробництва, в протилежному випадку це пов'язано з додатковими втратами рудної сировини, збільшенням виходу готової продукції (концентрат, агломерат, окатиші) більш низької якості.

Отже, на процес формування якості кінцевої продукції гірничовидобувного підприємства при комплексному освоєнні, поряд з природною якістю руд, умовами їхнього залягання, фізико-механічними властивостями і мінералогічними складовими, суттєвий вплив надає кількісне співвідношення різновидів руд, які надходять на перероблення, і стабільність їхніх фізико-хімічних властивостей. Природна якість рудної сировини в процесі видобування набуває мінливості залежно від призначення, комплексу властивостей і вимог, які висуваються споживачем.

Система управління якістю, як і будь-яка система управління повинна містити вхід і вихід, які пов'язані між собою прямими і зворотними зв'язками. Механізм дії системи управління якістю повинен бути подібний до механізму дії кібернетичної системи. Виникаючі в системі протиріччя через зворотні зв'язки, впливаючи на вхід системи, відновлюють її порушену рівновагу. Так, при зміні вимог споживача до якості рудної сировини необхідна мінливість її якості при видобуванні, яка у свою чергу викликає необхідність впливу на фактори, що визначають її рівень, у результаті чого, виготовляється продукція нової якості. На основі інформації про результати споживання даної рудної сировини знову виконується технологічне регулювання якості готової продукції, яка виготовляється. Даний процес повторюється доти, поки не буде досягнуто необхідний споживачеві рівень якості рудної сировини.

Необхідною умовою нормального функціонування системи управління якістю при комплексному освоєнні родовища є наявність своєчасної і достовірної інформації про якість рудної сировини, яка видобувається і споживається, тому що між інформацією і управлінням якістю рудної сировини існує взаємообумовлений зв'язок - при відсутності достатньої інформації неможливе ефективне здійснення процесу управління, а при відсутності управління втрачає сенс і інформація. Представляється доцільним вести роботи з управління якістю, які спрямовані на безпосереднє забезпечення високої якості рудної сировини, і роботи, що спрямовані на вдосконалювання структури управління підприємством і приведення її у відповідність із системою управління якістю рудної сировини.

Існує два варіанти реалізації методу прогнозування якісних показників корисної копалини при комплексному освоєнні родовища. Перший варіант пов'язаний з точним вирішенням системи рівнянь крайгінга (дискретний крайгінг), другий - з можливими спрощеннями, виходячи з фізичного смислу рівнянь (випадковий крайгінг).

Спрощення рівнянь можливо, зокрема, при таких ситуаціях, коли результат оцінювання очевидний до проведення розрахунків. Якщо лінійні розміри блоку, що оцінюється мають той же порядок, що і середня відстань між точками опробування, тоді в оцінку блоку істотний внесок внесуть лише ті проби, які ближче всього розташовані до центра оцінюваного блоку, тобто вагові коефіцієнти проб, що вилученні від блоку, будуть дорівнювати нулю. Такий висновок підтверджується точним вирішенням системи рівнянь крайгінга, що враховують всі вихідні дані. Другий варіант пов'язаний з оцінкою порівняно більших блоків. У цьому випадку варто очікувати, що всі проби, які перебувають у межах блоку, що оцінюється, будуть мати приблизно однакові ваги. Проби на периферії блоку також увійдуть в оцінку з однаковими вагами, відмінними від ваг для проб в середині блоку.

Таким чином, висновок про можливість спрощення рівнянь крайгінга, а отже, і оцінки середнього значення показника повинен базуватися як на дослідженні мінливості показників, так і на аналізі геометричних характеристик блоків, що оцінюються, параметрів розвідувальних мереж. Як показують розрахунки, для малих блоків досить залучити для оцінки три - шість найближчих проб. У цьому випадку для регулярних мереж опробування розрахунки коефіцієнтів можуть бути проведені заздалегідь для найбільш типових конфігурацій взаємного розташування блоку і проб, що беруть участь в оцінці.

Подібні розрахунки для моделей мінливості, описаних схемами де Вейса і сферичною, наведені в [4]. Аналогічні приклади для експонентної схеми розглянуті в роботі [1]. При використанні комп'ютерних технологій для знаходження оцінок середніх значень якісних показників у таких бло-

ках у випадках відхилень від стандартних умов алгоритмічно зручніше вирішувати задаючи число проб, що беруть участь в оцінці, або межі ореола, у межах якого проби залучаються до оцінки. І в тому, і в іншому випадку порядок системи рівнянь крайгінга не перевищує шести. Якщо лінійні розміри блоків перевершують середню відстань між пробами в декілька разів, а об'єми блоків набагато менші об'єму рудного тіла, у якому вони перебувають, то оцінка може бути спрощена.

Якщо число проб, що попадають в оцінюваний блок об'єму v , дорівнює n , а число всіх проб у межах поля V дорівнює N . Тоді в якості оцінки інтеграла використаємо вираз

$$\tilde{C} = \lambda C_n + (1 - \lambda) \bar{C}_N, \quad (1)$$

де $\bar{C}_n = \frac{1}{n} \sum_{k=1}^n C_k$ - середня арифметична оцінка показника по пробах у середині блоку v ;

$\bar{C}_N = \frac{1}{N} \sum_{m=1}^N C_m$ - середня арифметична оцінка показника по пробах всього поля V .

Якщо припустити, що проби в межах блоку v розташовані випадково і сам блок розташований випадково в полі V (гіпотеза випадкового крайгінга), то вираз для λ і дисперсії будуть мати зручний для розрахунків вид

$$\lambda = \frac{\sigma_v^2}{\sigma_n^2 + \frac{n}{N-n} \sigma_v^2}; \quad \sigma_k^2 = (\sigma_n^2 - \sigma_v^2) \left[1 - \frac{\sigma_n^2 - \sigma_v^2}{\frac{N}{N-n} \left(\sigma_n^2 + \frac{n}{N-n} \sigma_v^2 \right)} \right], \quad (2)$$

де $\sigma_n^2 = \frac{1}{n^2} \sum_{k=1}^n \sum_{m=1}^n K(|\bar{r}_k - \bar{r}_m|)$,

Якщо число проб N по всьому полю V значно перевершує число проб n в середині блоку v , що оцінюється, то можна одержати наближені формули

$$\lambda \approx \sigma_v^2 / \sigma_n^2; \quad \sigma_k^2 = (1 - \sigma_v^2 / \sigma_n^2) \sigma_v^2. \quad (3)$$

Параметри оцінки і дисперсії крайгінга блоку v залежать від числа проб, а також від характеристик автокореляційної $K(r)$ або структурного $S(r)$ функцій. Отже, при оцінці великих і малих блоків громіздкі рівняння крайгінга значно спрощуються. Розрахунки можуть бути проведені досить швидко при відсутності закономірної складової в розміщенні ознаки $C(x, y, z)$.

При наявності тренда, всі розглянуті наближення стають неправомочними. У цьому випадку необхідно виділити тренд, використовуючи метод найменших квадратів. Коефіцієнти рівняння тренда, обумовлені по цьому методі не зміщені, однак вони не мінімізують дисперсію, якщо відхилення значень ознаки від тренда автокорельовані. При визначенні тренда можна досліджувати відхилення на автокореляцію. При її наявності оцінки коефіцієнтів автокореляції, що обчислюються по різницях, будуть зміщеними.

Геостатистичні розрахунки для відхилень від тренда, що обумовлений методом найменших квадратів, можуть виявитися неефективними, необхідно також враховувати автокореляції відхилень при підборі рівнянь тренда. У такому обліку немає необхідності, якщо число точок опробування більше 100. У протилежному випадку варто видозмінити підхід до проблеми оцінки, що приводить до рівнянь крайгінга.

Методика універсального крайгінга, що дозволяє зменшити зсув оцінок, базується на слідуючому: значення показника в надрах можна представити у вигляді

$$C(r) = m(r) + R(r), \quad (4)$$

де $m(r)$ - закономірна складова (тренд); $R(r)$ - відхилення, що представляють значення реалізації стаціонарної випадкової функції з нульовим математичним очікуванням, тобто

$$M[C(r)] = m(r) \quad \text{і} \quad M[R(r)] = 0.$$

Рівняння тренда представимо у вигляді лінійної комбінації відомих функцій $\varphi_k(x)$

$$m(r) = b_1 \varphi_1(r) + b_2 \varphi_2(r) + \dots + b_q \varphi_q(r). \quad (5)$$

Оптимальний вибір коефіцієнтів b_q і становить сутність універсального крайгінга. Якщо відоме значення показника C у точках r_i , тобто $C_i = C(r_i)$, причому число проб N перевершує число коефіцієнтів у рівнянні тренда $q(N > q)$. Тоді

$$C_i = m(r_i) + R(r_i); \quad (6)$$

$$m(r_i) = b_1 \varphi_1(r_i) + b_2 \varphi_2(r_i) + \dots + b_q \varphi_q(r_i), \quad i = 1, 2, \dots, N. \quad (7)$$

Оцінку компонента $m(r)$ у точці r_0 знайдемо у вигляді лінійної комбінації

$$\tilde{m}(r_o) = \sum_{i=1}^N p_i C_i \quad (8)$$

Умова незміщення такої оцінки

$$M[\tilde{m}(r_o) - m(r_o)] = 0 \quad (9)$$

Підставивши (6) і (8) в (9), отримаємо

$$\sum_{i=1}^N p_i \varphi_k(r_i) = \varphi_k(r_o), \quad k = 1, 2, \dots, q \quad (10)$$

Додатковою умовою є вимога мінімуму дисперсії оцінки \tilde{m}

$$M[\tilde{m}(r_o) - m(r_o)]^2 = \min \quad (11)$$

Мінімізація дисперсії методом множників Лагранжа приводить до системи рівнянь універсального крайгінга

$$\sum_{j=1}^q Q_{ij} b_j = P_j, \quad j = 1, 2, \dots, q \quad (12)$$

де Q_{ij} - елементи матриці Q з q рядками і N стовпцями, причому

$$Q = \Phi^T S^{-1} \Phi,$$

де $\Phi = \|\varphi_{ij}(x_i)\|$; Φ^T - матриця, транспонована стосовно матриці Φ ; S^{-1} - матриця, зворотня матриці коваріаційних відхилень у точках опробування S , елементи якої визначаються як

$$S_{ij} = M[R(r_i)R(r_j)], \quad i, j = 1, 2, \dots, N.$$

У свою чергу, P_j представляє собою елементи вектора-стовпця P

$$P = \Phi^T S^{-1} F,$$

де F - вектор-стовпець, елементи якого суть значення показника C_i у точках опробування r_i ($i = 1, 2, \dots, N$).

Оцінку тренда в довільній точці r_o знаходимо з виразу

$$\tilde{m}(r_o) = \sum_{k=1}^q \tilde{b}_k \varphi_k(r_o) \quad (13)$$

Для знаходження оцінки показника в точці r_o необхідно оцінити також компоненту $R(r_o)$. Проводячи відповідність крайгінгу до загальної теорії і враховуючи, що $M[R(r)] = 0$, одержимо вираз оцінки

$$\tilde{R}(r_o) = S_o S^{-1} \tilde{R} \quad (14)$$

де $S_o = (S_{o1}, S_{o2}, \dots, S_{oN})$ - вектор-рядок, елементи якого $S_{oi} = M[R(r_i)R(r_o)]$; R - вектор-стовпець із елементами $f_i - \tilde{m}(r_i)$.

Розглянуті вище геостатистичні методи оцінки якісних показників (дискретний, випадковий і універсальний крайгінг) найбільш ефективні (по точності) в умовах геологічної і статистичної однорідності блоків, що оцінюються. Однак на більшості родовищ ці умови рідко виконуються, що приводить до необхідності поділу блоків на однорідні об'єми. Враховуючи це запропонована модифікація крайгінга - індикаторний крайгінг, що дозволяє одержати ефективну геостатистичну оцінку якості в блоках, що складенні різнотипними рудами. Суть методу полягає в наступному.

Поряд зі звичайними варіограмами вмістів для кожного типу руди будують індикаторні варіограми. Для цього вводять індикаторні мінливості

$$I(x) \begin{cases} \dots 1, & \text{якщо проба в точці } x \text{ віднесена для руди даного типу} \\ \dots 0, & \text{у протилежному випадку.} \end{cases}$$

Отже для n типів руд вводяться n індикаторних мінливих I_i ($i = 1, 2, \dots, n$)... Потім будують варіограми для індикаторних мінливих. Після побудови моделі мінливості проводять звичайний крайгінг індикаторних мінливих у заданому блоці. Отримані оцінки $I_1^*, I_2^*, \dots, I_n^*$ представляють собою відносні частки руд кожного типу в блоці.

Після оцінювання результати мінімізують

$$\sum_{i=1}^n \omega_i [I_i - I_i^*] = \min$$

при обмеженнях

$$\begin{cases} I_1 + I_2 + \dots + I_n = 1; \\ I_1 \geq 0; I_2 \geq 0; \dots; I_n \geq 0, \end{cases}$$

де ω_i - вагові коефіцієнти, які задані заздалегідь, у найпростішому випадку $\omega_i=1/n$,

Остаточні оцінки I_i знаходять методом квадратичного програмування. Якщо відомі варіограми для вмістів Z_i по кожному типу руд, то середній вміст в блоці знаходять таким же способом. Тобто спочатку визначають оцінки за допомогою крайгінга мінливості $Z_1^*, Z_2^*, \dots, Z_n^*$, потім методом квадратичного програмування знаходять остаточні оцінки Z_1, Z_2, \dots, Z_n , виходячи з виразу

$$\sum_{i=1}^n \omega_i (Z_i - Z_i^*)^2 = \min$$

при обмеженнях

$$\sum_{i=1}^n I_i Z_i = Z; Z_i \geq 0.$$

де Z - оцінка крайгінга в блоці по усередненій варіограмі по всіх типах руд.

Питання про ефективність застосування різних математичних методів прогнозування показників у надрах досліджувалось в [2,3]. До теперішнього часу отримані дані не дозволяють віддати перевагу традиційним або геостатистичним методам, що пов'язано з недостатньо глибоким аналізом конкретних гірничо-геологічних умов їхнього використання.

Для обґрунтування доцільності включення в систему маркшейдерсько-геологічного управління якістю руд і рудної сировини найбільш ефективних (за точності) математичних методів прогнозування якості на великому фактичному матеріалі по експлуатованих рудних родовищах було проведено порівняння розглянутих модифікацій крайгінга із трьома найбільш часто застосовуваними на практиці традиційними методами: середньозваженого арифметичного; зі зва-

У результаті порівняння встановлена залежність точності оцінок, що отриманні різними методами від виду моделі мінливості кількості інформації, розмірів і просторового співвідношення блоків, що оцінюються і розвідувальної мережі. Розглянуто оцінку блоків малого і великого розмірів з різним числом розвідувальних даних у блоках і за їхніми межами. Ефективність методів визначалася по величині відносної похибки оцінок у порівнянні їх з фактично вимірюваними значеннями на відпрацьованих ділянках родовищ.

З наведених даних слідує, що універсальний крайгінг, що враховує автокореляції відхилень при підборі рівнянь тренда, дає помітно кращі результати для блоків малого розміру. При відсутності тренда методи оптимального статистичного оцінювання характеризуються меншою похибкою, величина якого залежить від відносного внеску C_k у загальну мінливість. Дискретний крайгінг дає тим меншу похибку порівняно з іншими методами, чим більше корелюєма випадкова складова. Результати, які отриманні всіма методами, по точності рівні, якщо випадкова складова C_c превалює. При оцінці якісних показників великих блоків випадковий крайгінг у порівнянні із середньозваженою арифметичною оцінкою дає кращі результати при наявності кореляційної складової C_k і за умови, що величина інтервалу кореляції порівнянна з лінійними розмірами блоку. При випадковому розміщенні ознаки обидва методи по точності оцінок дають фактично однакові результати.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Вирішення більшості з перерахованих задач можливо тільки з застосуванням комп'ютерних технологій, що дозволяє вирішувати як організаційні задачі, так і завдання прогнозування якісних показників родовищ в умовах комплексного їх освоєння. Інакше кажучи, впровадження на гірничих підприємствах комп'ютерних автоматизованих систем управління є, наряду з удосконаленням техніки і технології на шахтах, кар'єрах і збагачувальних фабриках, основою забезпечення високої якості рудної сировини і ефективності виробництва.

Список літератури

1. Аврамов В. Е., Азбель Е. И., Ефремова Н. И. Планирование эксперимента и прогнозирование качества сырья на горных предприятиях. Новосибирск, Наука, 1979.
2. Ершов В. В. Прогнозирование показателей при геолого-маркшейдерском управлении качеством руд.- В кн.: Применение ЭВМ и математических методов в горном деле, т. 2. М, Недра, 1982, с. 95-'100.
3. Марголин А. М. Оценка запасов минерального сырья. Математические методы. М., Недра, 1974.
4. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М, Недра, 1980.

Рукопис подано до редакції 05.04.12

УДК 658: 622.272

О.В. КАЛІНІЧЕНКО, канд. екон. наук, М.І. СТУПНІК, д-р техн. наук, проф.,
В.О. КАЛІНІЧЕНКО, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ВИЗНАЧЕННЯ ЕКОНОМІЧНИХ РИЗИКІВ ВІД ПОРУШЕНЬ ДЕННОЇ ПОВЕРХНІ В РЕЗУЛЬТАТІ ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУТКУ РУД

Наведено основні положення до визначення економічних ризиків від можливих порушень денної поверхні в полях закритих та діючих шахт Криворізького залізничного басейну. Встановлено закономірності визначення економічного ризику при моніторингу великих територій в умовах визначення ефективності запропонованих охоронних заходів з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних порушень, що мають техногенний генезис.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Визначення рівня економічних ризиків покликане забезпечити мінімальні затрати на моніторинг великих територій з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних наслідків від можливих порушень денної поверхні в полях закритих та діючих шахт.

У сучасній теорії визначення економічних ризиків найбільш поширеними рішеннями задач планування і керування є методи економіко-математичного моделювання.

Аналіз досліджень і публікацій. Методи визначення економічних ризиків являють собою сукупність засобів і прийомів аналізу, розрахунку й оцінки економічної доцільності здійснення запропонованих рішень [1,2].

Визначення економічних ризиків засноване на порівняльній оцінці витрат і результатів, встановленні ефективності використання запропонованих рішень. Методики визначення економічних ризиків представляють сукупність засобів і прийомів для дослідження системи техніко-економічних показників у статичній й динамічній досліджуваних процесів, виникаючих при цьому відхиленні фактичних показників від бажаних значень і причин виникнення цих відхилень.

При впровадженні системи моніторингу денної поверхні визначення економічних ризиків – це використання системи економічних показників, які всебічно характеризують можливість та характер порушень денної поверхні; визначають причини їх виникнення; дозволяють виявити і виконати кількісний вимір ступеня ризику; оцінюють ефективність запропонованих заходів по їх мінімізації та дозволяють оцінити отримані результати і порівняти їх з очікуваними.

Процесний підхід характеризує визначення економічних ризиків як серію послідовних, взаємозалежних дій, спрямованих на досягнення цілей економічної програми підвищення ефективності виконаних досліджень на основі мінімізації системи взаємозалежних ризиків. У зв'язку з цим, є доцільним досліджувати моделі оцінки і управління ефективністю визначення економічних ризиків з урахуванням функціональних зв'язків між запропонованими показниками, що виявляються в різноманітних видах ризиків.

Системний підхід дозволяє на підставі отриманої інформації за допомогою сукупності методів розробляти і здійснювати заходи щодо попередження або зниження імовірності виникнення економічних ризиків.

Постановка завдання. Метою дослідження є встановлення закономірностей визначення економічних ризиків при моніторингу значних територій для визначення ефективності запропонованих заходів з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних ускладнень від можливих порушень денної поверхні в полях закритих та діючих шахт.

Викладення матеріалу та результати. В умовах невизначеності об'ємів та місць можливого розташування підземних пустот, утворених діючими та закритими шахтами, визначення економічного ризику ґрунтується на концепції прогнозу рівня можливих геомеханічних ускладнень, що характеризують можливі порушення денної поверхні басейну.

З огляду економіки, процес прогнозування геомеханічних ризиків включає широкий спектр заходів, що можна уявити як послідовність виконання етапів:

прогнозування імовірності виникнення геомеханічних ризиків, визначення причин їх появи;

аналіз та економічна оцінка можливого рівня геомеханічних ризиків;

мінімізація негативних економічних наслідків геомеханічних ризиків за допомогою відповідних методів керування;

здійснення постійного контролю за ризиконебезпечними ділянками із застосуванням механізму зворотнього зв'язку;

економічна оцінка ризиків включає розробку і реалізацію економічно обґрунтованих заходів, спрямованих на зменшення імовірності їх виникнення до допустимого рівня.

Підсумовуючи наведене, можна сказати, що практичне використання концепції допустимого рівня ризику в процесі економічного обґрунтування стратегії моніторингу великих територій дозволяє:

виявити можливі ситуації, пов'язані з несприятливим розвитком подій, результатом яких може стати перевищення можливого рівня втрат над прогнозованим економічним ефектом від впровадження технологічних заходів по мінімізації впливу порушень на оточуюче середовище;

одержати кількісні оцінки ризиків, пов'язані з ймовірнісним розвитком подій;

завчасно планувати і при необхідності здійснювати заходи для зниження імовірності виникнення ризиків до допустимого рівня;

враховувати при прийнятті рішень витрати, пов'язані з ліквідацією можливих негативних економічних наслідків при управлінні ризиком.

Отже, досягнення обраної мети або запланованого результату можливо тільки у випадку передбачення можливих відхилень від цілі і деякою мірою, прогнозування пов'язаних з цим втрат.

Оскільки володіння повною інформацією про економічні наслідки геомеханічних ризиків неможливе, бажано мати перелік основних економічних показників, що мають суттєвий вплив на величину втрат при виникненні геомеханічних ризиків.

Урахування економічних показників, що характеризують можливі негативні наслідки від геомеханічних ризиків і їх вплив на ефективність моніторингу денної поверхні повинно бути обов'язковою складовою частиною процесу економічної оцінки і управління геомеханічними ризиками при видобутку залізних руд підземним способом.

Узагальнено процес аналізу, економічної оцінки й управління геомеханічними ризиками можна алгоритмічно представити так

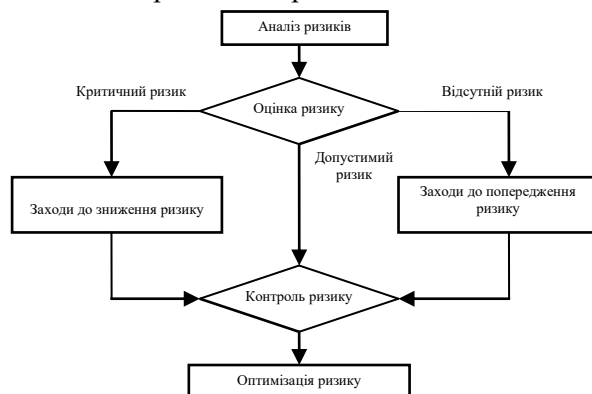


Рис. 1. Алгоритм аналізу, економічної оцінки і управління геомеханічними ризиками

Ключовим у розвитку концепції економічної оцінки ризиків постає питання аналізу і управління геомеханічними ризиками.

Спираючись на отримані результати, виконується їх оцінка, яку пропонується характеризувати наступними ступенями ризику: ризик відсутній; ризик допустимий; ризик критичний.

Управління економічним ризиком в умовах імовірності виникнення геомеханічних

порушень денної території може бути виконано так.

При відсутності економічного ризику за умов низької ймовірності виникнення геомеханічних порушень денної поверхні приймається рішення про розробку і реалізацію профілактичних заходів.

При ступені ризику, що характеризується як допустимий, виконується його оптимізація з метою прогнозування можливих прибутків (збитків) для підвищення ефективності профілактичних заходів запобігання нещасних випадків і аварійним ситуаціям.

При наявності критичного ризику розробляються заходи до попередження або зниження ступеня ризику. Зниження ступеня ризику в умовах діяльності залізничних шахт може здійснюватися шляхом застосування при підземних гірничих роботах систем розробки з твердіючою закладкою виробленого простору.

Отже, базовою умовою є залежність попадання величини можливих збитків від геомеханічних порушень в зону допустимого ризику. У такому разі зону допустимого ризику пропонується визначати так

$$RB < RD > RKP = RB < \sum_{i=1}^n \beta_i \beta_{pi} > RKP, \quad (1)$$

де RB - зона (ступінь) відсутнього ризику; RD - зона допустимого ризику; RKP - зона критичного ризику.

При моніторингу денної поверхні одним із ефективних способів зниження ступеня ризику є його диверсифікація. Диверсифікація дає змогу уникнути частини ризику за рахунок збільшення кількості незалежних заходів.

Застосування ймовірнісних методів безумовно виправдано, оскільки в результаті економічної оцінки геомеханічних ризиків створюється ситуація, коли технологічні рішення входять у суперечність з економічними показниками. Так, з погляду геомеханіки необхідно застосовувати системи розробки з твердіючою закладкою, тому що в цьому випадку можливість виникнення геомеханічних ризиків буде мінімальна. У такому випадку, з огляду економічної ризикології ми маємо безризикову зону, в якій випадкові збитки не очікуються. Тому, згідно з теорією управління ризиками, маємо можливість прийняти рішення про застосування таких технологій.

Застосування систем розробки з твердіючою закладкою вигідно з економічної та екологічної точки зору, але в довгостроковому плані. При цьому підвищується ефективність процесу видобутку залізних руд за рахунок можливої утилізації пустих порід від проходки виробок, що призводить до істотного скорочення земельних угідь для їхнього складування.

Проте застосування таких технологій призводить до підвищення собівартості видобутку в короткочасному плані, причому економічні втрати на сьогодні можуть перевищити економічний ефект від довгострокового ефекту з погляду власників гірничовидобувних підприємств.

У цьому випадку, згідно з теорією управління ризиками, необхідно прийняти рішення про попередження або уникнення катастрофічної зони ризику за рахунок інших заходів, що дозволяють перевести ризики в допустиму зону.

Безсумнівно, існують деякі оптимальні значення економічних показників, що характеризують ефективність контролю геомеханічної ситуації в Криворізькому басейні, при яких можливість виникнення геомеханічних ризиків буде прагнути до мінімуму. Саме такі економічні показники можна вважати економічно ефективними й обгрунтованими.

Іншими словами, до механізму економічної оцінки геомеханічних ризиків, при моніторингу великих територій і розробці заходів по попередженню катастрофічних руйнувань денної поверхні, доцільно включити поняття прогнозованої імовірності одержання максимуму прибутку в довгостроковій перспективі діяльності залізрудних шахт за допустимої величини геомеханічних ризиків.

Аналіз наукових праць, присвячених методам економічної оцінки ризиків при видобутку залізних руд підземним способом з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних порушень, дозволив систематизувати і класифікувати такі методи:

1. Метод експертних оцінок.

Полягає в аналізі експертних оцінок провідних фахівців щодо розміру сумарних економічних витрат на моніторинг і впровадження технологічних засобів, направлених на збереження денної поверхні з урахуванням імовірності виникнення ризиків.

Даний метод використовується, як правило, на попередніх стадіях оцінки, або у випадках, коли гірничі виробки мають слабо виражену економічну відповідальність і не пов'язані з безпосереднім ризиком для життя людей.

2. Метод порівняльних оцінок.

Використовується для економічної оцінки ефективності технологічних рішень в аналогічних економічних і гірничо-геологічних умовах.

Широке впровадження в практику економічної оцінки геомеханічних ризиків ймовірнісних методів економічної оцінки ризиків при моніторингу проблемних територій дозволяє одержати прогнозовані результати розміру економічного ефекту та можливих збитків в процесі розробки довгострокових технологічних заходів по їх попередженню.

Співставлення отриманих економічних показників з аналогічними проектними значеннями дозволить визначити економічну ефективність запропонованих рішень з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних ризиків. Метод порівняльних оцінок може бути

рекомендований до практичного використання в тих випадках, коли немає ні часу, ні фінансових можливостей для проведення повноцінного техніко-економічного дослідження.

Однією з головних особливостей економічної оцінки геомеханічних ризиків і заходів по їх попередженню, або мінімізації, як виду діяльності, є прийняття рішень [1]. Широко відомою моделлю прийняття рішень за умов невизначеності є статистична модель прийняття рішень, породжена теоретико-ігровою концепцією [3 – 5].

Задачу прийняття управлінського рішення, засновану на максимізації показника прибутку Π за рахунок прийняття довгострокових технологічних заходів, представимо наступним чином.

Під ситуацією прийняття управлінського рішення будемо розуміти сукупність множин $\{\lambda, \beta, F\}$, де $\lambda = \{\lambda_1; \lambda_2; \lambda_3; \dots; \lambda_n\}$ множина стратегій економічної системи ЕС моніторингу проблемних територій, яка залежить від імовірності виникнення геомеханічних ризиків $\beta_{e.p.}$ і характеризує множину станів ЕС $\beta = \{\beta_1; \beta_2; \beta_3; \dots; \beta_m\}$, F - вектор оцінювання, який відповідає рішенню λ_i .

У випадку, коли є дискретним множина стратегій економічної системи моніторингу, прийняття управлінського рішення може бути здійснено за допомогою розрахунку функції ризику, яка оцінюється матрицею ризику

$$\Pi = \Pi \{f_{ij}; i = 1, \dots, m; j = 1, \dots, n\}; \lambda \dots$$

	β_1	β_2	β_3	β_j	β_m	β_n
λ_1	f_{11}	f_{12}	f_{13}	f_{1j}	f_{1m}	f_{1n}
λ_2	f_{21}	f_{22}	f_{23}	f_{2j}	f_{2m}	f_{2n}
λ_3	f_{31}	f_{32}	f_{33}	f_{3j}	f_{3m}	f_{3n}
λ_n	f_{n1}	f_{n2}	f_{n3}	f_{nj}	f_{nm}	f_{nn}

Прийняття оптимального рішення при економічній оцінці геомеханічних ризиків може бути здійснено на базі одного з критеріїв оптимальності.

У ситуації прийняття рішень $\{\lambda, \beta, F\}$, коли оціночний функціонал заданий у вигляді матриці, на наш погляд найбільш доцільно використовувати критерій Байєса, який також називають критерієм середньозваженого прибутку, витрат тощо.

Для моніторингу проблемних територій та розробки запобіжних заходів задача прийняття управлінського рішення характеризується прийняттям оптимального рішення λ_{io} , для якого математичне очікування відповідного вектора оцінювання досягає найбільшого значення з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних ризиків. Отже, оптимальне рішення λ_{io} для умов, коли $F = F^+$, пропонується визначати так

$$B^+(\lambda_{io}; \beta_{ep}) = \max_{\lambda_i \in \lambda} B^+(\lambda_i; \beta_{ep}), \quad (2)$$

$$\text{де } B^+(\lambda_i; \beta_{ep}) = \sum_{\xi \in I} \beta_{\xi} f_{i\xi}^+ = M(F_i^+).$$

Оптимальне рішення λ_{io} для умов, коли $F = F^-$, пропонується визначати так

$$B^-(\lambda_{io}; \beta_{ep}) = \max_{\lambda_i \in \lambda} B^-(\lambda_i; \beta_{ep}), \quad (3)$$

$$\text{де } B^-(\lambda_i; \beta_{ep}) = \sum_{\xi \in I} \beta_{\xi} f_{i\xi}^- = M(F_i^-).$$

Доцільність побудови системи оцінки економічних ризиків з урахуванням впливу геомеханічних порушень необхідно виконувати на основі статистичних числових характеристик ризику з урахуванням прогнозованого вагового коефіцієнту комплексної оцінки одержання максимального довгострокового прибутку для умов залізрудних шахт Кривбасу.

Висновки. Підсумовуючи виконані дослідження, необхідно відзначити, що питання визначення економічних ризиків від порушень денної поверхні в результаті підземного видобутку залізних руд та довгострокової оцінки економічних результатів залізрудного виробництва необхідно комплексно ув'язувати з ймовірнісними показниками можливих геомеханічних ризиків. При цьому необхідно послідовно здійснювати аналіз існуючих ризиків, їх оцінку з метою встановлення зон ризику і визначення їх кількісних характеристик. Лише на

основі перерахованих реалізованих заходів і етапів може прийматись рішення про розробку тих чи інших довгострокових технологічних версій управління ризиками.

Список літератури

1. **Афанасьєв Є.В.** Економіко-математичне моделювання ризику великих промислових підприємств з монопродуктивним виробництвом: [монографія] / **Є.В. Афанасьєв.** – Дніпропетровськ: Наука і освіта, 2005. – 234 с.
2. **Калініченко О.В.** Визначення сутності поняття комплексної системи економічної оцінки геомеханічних ризиків / **О.В. Калініченко** // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2010. – №3. – С. 100-102.
3. **Вітлінський В.В.** Ризик у менеджменті / **В.В. Вітлінський, С.І. Наконечний.** – К.: ТОВ „Борисфен – М”, 1996. – 336 с.
4. **Кремер Н.Ш.** Исследование операций в экономике: [учебное пособие для вузов] / **Кремер Н.Ш., Путько Б.А., Тришин И.М., Фридман М.Н.** (под ред. проф. Н.Ш.Кремера). – М.: Банки и биржи, ЮНИТИ. – 1997, 407 с.
5. **Трухаев Р.И.** Модели принятия решений в условиях неопределенности / Р.И. Трухаев. – М.: Наука, 1981. – 151 с.

Рукопис подано до редакції 12.04.12

УДК 622.341.1:620.9

С.В. МАКСИМОВ, канд. економ. наук, доц.,
О.А. ТЕМЧЕНКО, канд. техн. наук, доц., Г.В. ТЕМЧЕНКО, асистент
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРЕДУМОВИ ВПРОВАДЖЕННЯ ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧИХ ЗАХОДІВ В ПРОЦЕСІ ВИДОБУТКУ І ПЕРЕРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ

Досліджено передумови впровадження енергозберігаючих заходів на основних операціях технологічного процесу видобутку та переробки залізної руди на гірничо-збагачувальних підприємствах, що дозволить зменшити матеріально- та енергомісткість кінцевої продукції та підвищити її конкурентні переваги у відповідності до сучасних вимог ринку залізорудної сировини.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Особливістю сучасного розвитку світової економіки є зростання обсягів виробничо-господарської діяльності, а відтак - збільшення частки споживання ресурсів, перш за все енергетичних. Як відомо, Україна належить до енерговитратних держав, тому за рахунок власних джерел вона задовольняє свої потреби у енергетичних ресурсах менш ніж на 50 %. Водночас гірничодобувна галузь промисловості характеризується надмірними витратами цих ресурсів на одиницю валового внутрішнього продукту. В умовах різкого коливання цін на мінеральні ресурси, особливо в кризовий (наприкінці 2008 р.) та післякризовий період господарювання, значного рівня інфляції на фоні суттєвого підвищення банківських ставок (відсотків) за кредит, недостатності кредитних коштів навіть у потужних гірничорудних підприємств для розширеного відтворення практично спрацьованих основних засобів, продовження застосування застарілих енерговитратних технологій призводить до нерентабельного освоєння значної частини балансових запасів залізорудних родовищ корисних копалин.

Основний обсяг залізної руди, що видобувається відкритим способом розробки родовищ корисних копалин в Україні, Росії та країнах СНД - це залізисті кварцити, які вимагають глибокої переробки перед відправленням на гірничо-металургійні заводи (дроблення, подрібнювання, класифікація, магнітна сепарація, зневоднювання залізорудного концентрату, окускування концентрату, випал обкотишів або виробництво агломерату. При цьому середня питома витрата електроенергії (як найбільш вагомої складової витрат виробництва) на залізорудних гірничо-збагачувальних підприємствах Росії становить 44-45 кВт·год на 1 т видобутої й переробленої руди та 125-126 кВт·год на 1 т отриманого концентрату. На комбінатах, де кінцевим продуктом є залізорудні обкотиші, енергоємність видобутку й переробки 1 т залізної руди становить 61-62 кВт·год, а на підприємствах, де товарним продуктом є залізорудний концентрат - 38-45 кВт·год. Послідовне руйнування скельної руди відбувається головним чином у ході трьох процесів: буріння - підривання, дроблення й подрібнювання. Так, на залізорудних комбінатах Росії, близько 70% загальнопромислових енерговитрат розподіляються по вказаним трьом процесам у наступній пропорції: 3; 7; 60 %. У собівартості залізорудного концентрату процеси руйнування руди

становлять 58-60 %, у тому числі буріння - підривання - 5,5-6%; дроблення - 3,9-4,2%; подрібнювання - 48-50 %. При цьому, витрата електроенергії на видобуток і переробку 1 т залізистих кварцитів у Росії становить у середньому 45 кВт·год, у тому числі 31 кВт·год/т руди витрачається на подрібнювання залізистих кварцитів у млинах на збагачувальному переділі, що і підтверджується показниками, наведеними в таблиці 1 та 2. З зазначених даних випливає, що подрібнювання руди в млинах є самим енергоємним процесом, оскільки на нього доводиться до 50 % обсягу енерговитрат при видобутку й переробці залізистих кварцитів, Отже, собівартість концентрату, одержуваного при збагаченні залізистих кварцитів, приблизно на 50% формується за рахунок енергоємності подрібнювання їх у млинах. [1]. Більше того, з подальшим зниженням вмісту заліза в руді й відповідно підвищенням цін на енергоносії складова енерговитрат у формуванні виробничої собівартості залізородного концентрату (обкотишів або агломерату) буде неодмінно зростати, що і підтверджують фактичні питомі норми споживання електроенергії по операційним циклам гірничо-збагачувальних комбінатів Криворізького залізородного басейну України, зокрема ПАТ "Інгулецький ГЗК" на 2010 р. Так, витрати електроенергії на виробництво 1 т концентрату складає 142,03 кВт·год, у тому числі: проведення розкривних робіт (м³) 3,7 кВт·год; видобуток руди (т) 1,05; дроблення руди (т) 3,25; збагачення руди (т) 35,79; магнітно-флотаційне доопрацювання концентрату (т) -14,80; технічне водопостачання (м³) 0,180; перекачування пульпи (м³) - 0,420; електрофікований транспорт (ткм) - 0,125.

Таблиця 1

Енерговитрати по основних переділах технологічного циклу видобутку й переробки залізородної сировини на гірничо-збагачувальних комбінатах Росії

ГЗК	Видобуток	Дроблення	Збагачення	Хвостове господарство	Разом
Лебединський	9,63/3,89	2,22/0,90	70,07/28,36	14,32/5,80	96,24/38,96
Михайлівський	15,38/5,51	7,00/2,50	90,46/32,42	17,90/6,42	130,74/46,86
Стойленський	16,30/7,51	15,20/7,00	58,56/27,00	23,20/10,69	113,26/52,19
Оленегорський	7,20/2,48	8,15/2,81	65,20/22,48	27,60/9,51	108,15/37,29
Костомукшський	7,27/2,84	8,20/3,20	84,62/33,05	27,40/10,70	127,49/49,80

Питома витрата електроенергії, кВт год/т, в 2006 році: чисельник - на 1 т концентрату; знаменник - на 1 т руди.

Разом із зазначеними витратами та витратами на природний газ, вибухові речовини і стисле повітря нормального і підвищеного тиску, значна частка енерговитрат (до 20 % на гірничо-збагачувальних підприємствах пов'язана з переміщенням гірничої маси до кінцевих пунктів розвантаження (відвали пустих порід, приймальні бункери дробарно-збагачувальних фабрик, рудні склади тощо). Отже, раціональне використання енергоресурсів, у тому числі вторинних та відходів, у процесі виробництва (насамперед, дизельного палива), дозволить знизити матеріало- та енергомісткість кінцевої продукції, підвищити продуктивність праці та рентабельність виробництва, а впровадження новітніх технологій замкнутого циклу переробки залізородної сировини - зменшити негативний вплив на екологію та навколишнє середовище.

Таблиця 2

Енерговитрати по основним процесам переділів технологічного циклу видобутку і переробки залізородної сировини на гірничозбагачувальних комбінатах Росії

Операції	W, кВт·год/т	З, ум.од./т.
	Рудник	
Буріння	0,4...0,5	0,2...0,26
Підривання (енергія вибуху)	0,5...0,7	0,7...0,94
Екскавація	0,5...0,6	0,108 0,012
Внутрішньокар'єрне транспортування руди автосамоскидами (енергія палива, що витрачається)	3...3,5	0,25...0,26
Транспортування руди залізничним транспортом (рудник-фабрика)	2...3	0,35...0,36
Підсумок по руднику	6,4...8,3	1,6...1,92
Перша стадія дроблення	0,8...0,9	0,16...0,2
Друга стадія дроблення	1,0...1,1	0,2...0,22
Третя стадія дроблення	1,2...1,4	0,26...0,3
Разом по дробленню руди	3...3,5	0,62...0,74
	Збагачувальна фабрика	
Перша стадія подрібнювання:		
у стержневому млині	4,0...4,6	1,4...1,6
у кульовому млині	8,0...9,6	2,6...3,0
Друга стадія подрібнювання в кульовому млині	8,0...10,0	2,6...3,2

Третя стадія подрібнювання в кульовому млині	8,0...10,0	2,6...3,2
Мокра магнітна сепарація	0,7...0,8	0,6...1,0
Дешламація	0,2...0,25	0,2...3,2
Внутрішньофабричне перекачування пульпи й класифікація	4,8...5,2	2,0...2,4
Фільтрація	1,1...1,3	1,0...1,4
Перекачування хвостів і оборотне водопостачання	9,0...10,0	2,4...3,0
Разом по збагачувальній фабриці	37,0...47,0	12,8...17,4
Усього на залізрудних підприємствах Росії	40,0...50,0	15,2...20,0

W - витрата електроенергії на 1 т руди; З - собівартість процесу в перерахунку на 1 т отриманого концентрату (при умові, що 1 ум.од.=1 американському долару).

Однак відсутність необхідних інвестицій і відповідно коштів для впровадження у виробництво інноваційних технологій з низькою питомою енергомісткістю зменшує рівень використання потенціалу гірничо-збагачувальних підприємств і не забезпечує, враховуючі значні поточні витрати виробництва, підтримання необхідного рівня конкурентоспроможності їх продукції (за номенклатурою, якісними та вартісними показниками) на внутрішніх та зовнішніх ринках залізрудної сировини.

Аналіз досліджень та публікацій. Обґрунтування проблеми застосування енергозберігаючих заходів вже тривалий час є предметом досліджень багатьох вчених та державних діячів, зокрема Іванова М.І., Хижняка Л.Т., Липницького Д.В., Коніщева Н.Й., Балашова Р.І. та інших. Економічним аспектам функціонування гірничих підприємств, проблемам формування ефективних механізмів управління ресурсозбереженням на гірничо-металургійних підприємствах СНД присвячені також наукові праці В. Тарана, А. Богатирьова, Р. Балашової, І. Півоварчук, О. Харламової, Л. Рубан, С. Половнікової, А. Астахова, Н. Архіпова, Ж. Галієва, В. Ковалю, Н. Лобанова, І. Петрова, А. Петросова, В. Пономаренко, М. Рєвазова, С. Резніченко, В. Харченко та інших. Однак на сьогоднішній день не існує єдиного підходу у працях науковців щодо питань економії ресурсів: не розроблений єдиний критерій ресурсо- та енергозбереження на гірничо-збагачувальних підприємствах; не обґрунтовано склад показників оцінки ефективності енергозберігаючої діяльності підприємств. Не дивлячись на те, що та база, яка вже розроблена, висвітлює широкий спектр сучасних напрямів вдосконалення механізму ресурсозбереження, вони не носять комплексний характер в частині зниження енергоємності кінцевої товарної продукції по всьому технологічному циклу видобутку і переробки залізрудної сировини.

Постановка завдання. Тому, в умовах обмежених фінансових можливостей гірничо-збагачувальних підприємств існує об'єктивна необхідність створення та широкого застосування енергозберігаючих технологій з можливістю модернізації вже існуючих технологій видобутку і переробки рудної сировини та їх подальшого удосконалення, а також розробки невідкладних заходів з питань суттєвого зниження найбільш питомих витрат виробництва до рівня світових стандартів, що забезпечить стабільну та ефективну роботу підземних рудників, шахт, залізрудних кар'єрів і гірничозбагачувальних підприємств України.

Викладення матеріалу та результати. У зв'язку з вищевикладеним, одним з головних завдань стратегії енергозбереження на залізрудних гірничо-збагачувальних підприємствах є вдосконалення існуючих і розробка нових, менш енергоємних способів і технічних засобів руйнування та переробки рудної сировини на всіх стадіях (переділах) технологічного процесу.

З тактичних міркувань необхідно прагнути до того, щоб руйнування руди на кожній попередній стадії здійснювалося так, щоб знижувалася енергоємність на наступних стадіях її руйнування. Так, на початкових стадіях рудопідготовки необхідно розрахувати оптимальні витрати на бурові роботи, які залежать від міцності гірничих порід певного родовища, вартості машино-зміни буріння, розмірів сітки свердловин, висоти уступу, довжини свердловини, годинної швидкості буріння, часу зміни і коефіцієнта використання бурового верстата в залежності від його принципу живлення (електроенергія або дизельне паливо). Тому, на стадії обурення гірничого масиву слід застосовувати такі техніку й технологію, які дозволяли б одержувати зарядні порожнини заданої конфігурації, що сприяють підвищенню ефективності вибухової відбійки руди- встановленню найбільш оптимальних середніх розмірів кусків розрихленого вибухом масиву з максимальним виходом гірничої маси з 1 м свердловини. [3]. Крім того, зниження кусковатості гірничої маси після вибухового руйнування породного масиву має й ряд додаткових переваг: підвищується продуктивність виймально-навантажувального

устаткування (див. рис. 1), розширюється область застосування високотехнологічних гідравлічних екскаваторів і колісних навантажувачів, з більшою ефективністю використовуються елементи циклічно-потоккової технології (ЦПТ), зокрема конвейерного транспорту. Встановлено, що продуктивність екскаваційних машин жорстко залежить від середнього розміру куска підірваної гірничої маси $d_{\text{ср}}$, змінюючись при ширині ковша B від мінімуму до максимуму в інтервалі $B/3 \leq d_{\text{ср}} \leq B/11$ (при розмірі негабариту $> B/3$). Оптимальним, з урахуванням витрат по всьому технологічному ланцюгу, вважається співвідношення $d_{\text{ср}} = B/6,5$. [2].

При внутрішньокар'єрному (вибуховому) руйнуванні гірничої маси подальший пошук енергозберігаючих методів буровибухових робіт доцільно проводити в напрямку використання теорії пружності, оскільки скельні породи з великим ступенем коректності можна вважати пружними тілами. Як відомо, фізична енергоємність руйнування пружних твердих тіл (без обліку втрат енергії в руйнуючому механізмі), до яких можна віднести й залізні руди, зокрема, залізисті кварцити, описується рівнянням [4]

$$Y = \sigma^2 / 2E,$$

де σ - межа міцності при руйнуванні (на стиск або на розтягання, або на зрушення); E - модуль пружності.

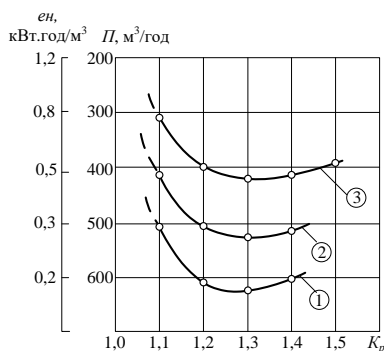


Рис. 1. Зміна питомої енергоємності навантаження 1 м³ гірничої маси та продуктивність екскаватора ЕКГ-8І в залежності від коефіцієнта розпушення та якості дроблення порід: відповідно 1;2;3- для середніх діаметрів кусків підірваної гірничої маси 200; 300 і 400 мм

Необхідно також відмітити, що межа міцності скельних гірських порід у 9-10 разів більше межі їх міцності на розтягання й у 6-7 разів більше межі міцності на зрушення. Відповідно енергоємність руйнування таких порід розтяганням і зрушенням буде приблизно в 90 і 40 разів менше енергоємності руйнування їх стиском. Крім цього, енергоємність руйнування скельної породи буде тем менше,

чим більше модуль її пружності. Враховуючи, що статичний модуль пружності скельних порід приблизно на 30% менше динамічного, впливає практична рекомендація: для зниження енергоємності руйнування порід необхідно, щоб руйнуюча сила мала максимальну динамічність. З наведеного можна зробити висновок, що для ефективного руйнування скельних гірських порід необхідно піддавати їхнім розтягувальним і зрушенням напругам при максимально можливій швидкості прикладання руйнуючої сили. Приклад руйнування скельних порід розтягувальними напругами при обуренні уступів вже почали реалізовувати на залізничних кар'єрах при видобутку залізистих кварцитів при термічному розширенні піонерних вибухових свердловин, пройдених шарошечними верстатами по розширеній сітці (від 8×9 до 9×10 м) з утворенням котлових зарядних порожнин діаметром до 460-480 мм. Руйнування породи тут відбувається за рахунок розтягувальних напруг, що виникають на деякій глибині від поверхні, що нагрівається, і формуються під дією стискаючих напруг, спрямованих паралельно цієї поверхні.

При підірванні породного масиву є практична можливість корисного використання й зрушення напруг. Згідно з теорією пружності, при площинному стиску твердих тіл максимальні дотичні (зрушені) напруги в них виникають на площадках, розташованих під двограним кутом в 45° стосовно стискаючої площини. Цим фізичним явищем можна досить ефективно скористатися при вибуховій відбійці шаруватих руд з метою їх міжзернового розміщення й, як наслідок, зниження енергоємності наступного подрібнювання таких руд у млинах. Найбільш типовими представниками шаруватих міцних руд якраз і є залізисті кварцити, що володіють виразною анізотропією своєї мікротекстури: розміри мінімальних зерен у них у напрямку, паралельному шаруватості, більш ніж у 1,5 рази більше розміру зерен у напрямку, перпендикулярному шаруватості. Як наслідок, площа зрощення мінеральних зерен у залізистих кварцитах із суміжними зернами по площинах, паралельних шаруватості, майже в 2,5 рази більше площі їх зрощення по площинах, перпендикулярних шаруватості. У стільки ж разів можуть бути знижені енерговитрати в млинах при розкритті мінеральних зерен (магнетиту) по площинам їх зрощення, якщо послабити вертикальні міжзернові зв'язки зрушеннями напругами в процесі масового вибуху. Для цього вибухову мережу треба побудувати так, щоб квазіпласка хвиля

стиску при вибуху свердловин одного ряду комутації утворювала двограний кут із площиною шаруватості, рівний 45° [2]. Ідеальним випадком руйнування руд була б така ситуація, коли в масиві, що руйнується, або в куску руди під дією прикладених сил (фізичних полів) виникають напруги чистого зрушення або чистого розтягання, а при подрібнюванні руди напруги чистого зрушення або чистого розтягання виникають головним чином на границі розділення мінеральних зерен. Однак у чистому виді цього добитися при застосуванні існуючих технологій практично неможливо, тому що у всіх перерахованих процесах механічна руйнівна сила прикладається до поверхні породи: при бурінні - до поверхні вибою свердловини, при підриванні - до бічної поверхні свердловини і її вибою, при дробленні й подрібнюванні - до поверхні куска руди.

Варто також зазначити, що на принципі використання розтягувальних напруг засноване й електротермічне руйнування негабаритів, досить широко розповсюджене на залізорудних кар'єрах. Отже, на стадії вибухової відбійки слід застосовувати новітні вибухові речовини і відповідні схеми комутації вибухової мережі, які сприяли б розміщенню руди й підвищенню ефективності її наступного дроблення й подрібнювання. Так, на дробарно-збагачувальних переділах розміщення кусків руди розтягувальними й зрушувальними напругами перед подачею її в млин можна здійснити, якщо ці напруги будуть формуватися не на поверхні, а усередині цих кусків. Це можливо застосувати до руд, що містять мінерали-магнітостриктори й мінерали-електростриктори, якщо таку руду піддати магнітно-імпульсній обробці (МІО). Явища магнітострикції й електрострикції супроводжуються зміною форми мінералів-феромагнетиків і мінералів - електрострикторів (для залістистих кварцитів породоутворюючі мінерали відповідно магнетит і кварц) без зміни обсягів. При цьому в руді на межах мінералів-магнітострикторів і мінералів-електрострикторів з іншими мінералами за рахунок вищезазначених явищ виникають розтягувальні й зрушувальні напруги, що забезпечує розміщення міжзернових зв'язків у руді й, як наслідок, сприяє зниженню енергоємності її подрібнювання в млинах при оптимальному ступеню завантаження дробарки (див. рис. 2), а також підвищенню показників витягу корисного компонента з концентрату.

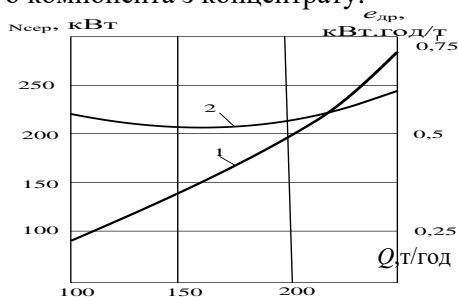


Рис. 2. Зміна споживання потужності $N_{срп}$ (1) та питомої енергоємності подрібнення $\epsilon_{дрп}$ (2) залежно від ступеня завантаження дробарки Q

Отже, на сьогодні стратегічне завдання удосконалення процесів руйнування і дроблення залістистих кварцитів можна сформулювати як створення та оперативне впровадження в технологічний процес видобутку і переробки мінеральної сировини сучасних енергозберігаючих способів і засобів внутрішньокар'єрного руйнування

руд за рахунок зрушених і розтягувальних напруг на відміну від відомих, переважно, стискаючих напруг.

Разом з руйнуванням гірничої маси, найбільших енерговитрат на залізорудних кар'єрах вимагає перевезення розкривних порід у зовнішні відвали. Альтернативний, пов'язаний з меншими енерговитратами спосіб переміщення розкривних порід їх перевалкою у вироблений простір кар'єру (внутрішній відвал) драглайнами, має обмежену область застосування. Доставка руди на поверхню забезпечується тільки кар'єрним (колісним, конвейерним або комбінованим) транспортом.

Співставлення основних видів кар'єрного транспорту - автомобільного, залізничного й конвейерного - за критерієм енергетичної ефективності показує очевидну дорожнечу й підвищену енергоємність першого з них, оскільки теплова енергія (дизельне паливо) більш ніж у 2 рази дорожче електричної; питома енергоємність перевезення (1 г умовного палива в розрахунку на 1 т перевезеного вантажу на відстань у 1 м, г. у.п./ т м) у автомобільного транспорту приблизно на 20 % вище, ніж у залізничного, і у 1,8-2, 5 рази більше, ніж у конвейерного. Із зростанням глибини розробки родовищ корисних копалин різниця в енергетичних показниках стає ще більш відчутною. Так, на глибоких залізорудних кар'єрах енергетична ефективність конвейерного транспорту вже в 1,9-2,2 рази вище, ніж у залізничного, і в 2, 4-3 рази вище, ніж у автомобільного.

Виходячи з цього, впливає висновок про доцільність із енергетичної точки зору

використання кар'єрного автотранспорту не по всьому маршруту, а тільки в якості складальної ланки в комбінованій транспортній системі: автомобільно-залізничної або автомобільно-конвейерної, за якої технологічні переваги автомобільного транспорту (мобільність, маневреність, придатність для селективного виймання руди тощо) у стиснутих умовах робочої зони глибокого кар'єру стають вирішальними і незамінними. Разом з тим, з позицій енергоефективності гірничо-збагачувального виробництва, потрібно прагнути до мінімізації розмірів зони складальних автоперевезень (і, відповідно, плеча відкочування) шляхом більш глибокого введення магістрального транспорту в кар'єр, застосування напівстаціонарних і пересувних (мобільних) перевантажувальних пунктів (дробарок).

Використання останніх, до речі, дає можливість ще більше знизити енергоспоживання за рахунок часткових (з двох горизонтів із трьох) автоперевезень «зверху вниз», оскільки питома витрата палива при русі навантажених самоскидів на спуск скорочується до 1,75 раза порівняно з роботою на підйом, а продуктивність машини при цьому зростає на 15-40 %. У тих же випадках, коли автомобільний транспорт виступає в якості магістрального (і єдиного по всьому маршруту), його енергетичну ефективність можна підвищити переходом на транспортні засоби з подвійним живленням (дизель-тролейвози) і застосуванням підвищених (10-12 %) ухилів автодоріг.

Розрахунками встановлено, що в енергетичному й вартісному відношенні використання дизель-тролейвозів стає вигідним при наступних початкових умовах: обсяг перевезень гірничої маси - 8-10 млн т/рік, довжина електрифікованої ділянки траси - 1,8-2 км, висота електрифікованого підйому - 100 м.

Ефективність цих машин при більшій висоті підйому різко зростає. При переході на дизель-тролейвозне відкочування й збільшенні ухилу автодоріг до 10-12 % коефіцієнт корисного використання енергії у автомобільного транспорту складе 7,6-7,8 %, тобто наближається до показників залізничного транспорту^[2].

Висновки та напрямки подальших досліджень. Аналізуючи вищевикладені енергетичні показники сучасних гірничо-збагачувальних підприємств, можна визначити першочергові стратегічні і тактичні завдання щодо удосконалення процесів руйнування, переміщення і подальшої переробки гірських порід з застосуванням нових видів техніки й технології на всіх стадіях гірничого виробництва.

Особливе місце у вирішенні цих проблем займає розробка нових методів ослаблення міжкристалічних зв'язків у залізистих кварцитах на стадіях їх видобутку, дроблення й подрібнювання. У зв'язку з цим, великий науково-практичний інтерес представляють розробки енергозберігаючих способів вибухової відбійки залізистих кварцитів на кар'єрах, що забезпечують їх розміщення на різних структурних рівнях з одночасним поліпшенням технологічних властивостей.

Виходячи з того, що коефіцієнт корисної дії вибуху не перевищує 1-1,5 %, наукові й практичні розробки, пов'язані з підвищенням ефективності використання енергії вибуху, представляються актуальними і мають більші потенційні можливості в перспективі.

Крім того, на стадіях дроблення й подрібнювання залізистих кварцитів, враховуючи, що енергоємність подрібнювання на порядок вище енергоємності дроблення, велике науково-практичне значення мають розробки техніки й технології дроблення із забезпеченням мінімально можливої крупності руди, що подається в млин на I стадії подрібнювання.

Список літератури

1. Гончаров С.А., Ананьев П.П. Энергосбережение при подготовке руд к обогащению на железорудных и золоторудных горно-обогатительных комбинатах / Гончаров С.А. // Известие вузов. Горный журнал.-2009.-№3.-С.91-95.
2. Анистратов Ю.И., Гончаров С.А. Расчётно-теоретические предпосылки энергосбережения на рудных карьерах / Анистратов Ю.И. // Горный журнал.-2009.-№11.-С.21-23.
3. Шапурін О.В., Швець С.М., Гура В.В. Дослідження процесу буріння на залізорудних кар'єрах / Шапурін О.В. // Вісник КТУ, 2011. - Вип.29. - С.17-19.
4. Дремін А.А. Стратегия энергосбережения при добыче и переработке железных руд / Дремін А.А. // Горный журнал.-2006.-№12.-С.45-47.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 330.46

А.А. ГАРЕНКО, аспірант, Є.В. КОЧУРА, д-р техн. наук, проф.
Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет»

ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНА ІМІТАЦІЙНА МОДЕЛЬ ПРОЦЕСУ ФОРМУВАННЯ СОБІВАРТОСТІ ПРОДУКЦІЇ ДРОБАРНИХ ФАБРИК

Розроблено економічний критерій для проведення стратегії зменшення собівартості продукції дробарної фабрики, що працює в умовах багатозонального тарифу на електроенергію. Розроблено імітаційну економіко-математичну модель для дослідження процесу формування собівартості продукції дробарної фабрики згідно технологічної схеми дробильного комплексу Інгулецького ГЗК.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Важливість процесу дроблення сировини в різних галузях, наприклад таких як гірничо-збагачувальна галузь, будівництво, неможливо перебільшити. Тому, безсумнівно, проблема зниження собівартості продукції даних об'єктів хазяйнування є актуальною. На даний момент структура собівартості продукції дробарних фабрик має такі особливості: близько 55-60 % собівартості складається за рахунок витрат на електроенергію, що витрачається на виробництво продукції. Дане співвідношення пов'язане з такими факторами, як відмови устаткування, неефективна організація праці, особливості роботи гірничо-видобувного та гірничотранспортного комплексу, а також погодних умов. По питанням зниження енергетичної складової собівартості було написано багато робіт, але представлені в них методи зниження собівартості за рахунок зменшення енергетичної складової або потребують великих капітальних вкладень, або змінення технології видобутку сировини. Звідси постає проблема пошуку методики зниження собівартості продукції за рахунок енергетичної складової без залучення значного капіталу та без зміни технології.

Собівартість продукції є одним з узагальнюючих показників, який характеризує найрізноманітніші сторони діяльності підприємства та його цехів [6]. Тому питання зниження собівартості продукції є актуальним у різних галузях економіки та виробництва і притягає до себе увагу багатьох фахівців. Особливу увагу було приділено ресурсоемним виробництвам, пов'язаним з видобутком та подальшим використанням корисних копалин, як то збагачення руд, або приведення до необхідної кондиції та безпосереднє використання у виробництві.

Аналіз останніх досліджень та публікацій. Питаннями збільшення ефективності роботи гірничо-збагачувальних комбінатів займалися такі фахівці як Воронов, Кочура Є.В., Панченко, Аністратов Ю.І., Яковлев В.А., Цеховой А.Ф., Дронов М.М., Прокопенко та ін.

Питання ефективної роботи підприємств будівельної галузі були розглянуті такими авторами як В.Я. Валожинич, А.Г. Смірнов, В.Д. Воробйов, В.А. Громов, В.Г. Ляшенко, Ю.Д. Буянов, А.М. Гейман, А.П. Давидович та ін.

Загальною рисою для обох галузей виробництва є видобуток корисних копалин та підготовчий етап дроблення сировини.

У роботах вищезначених авторів визначається багато шляхів впливу на показники ефективності роботи підприємств даних галузей, в тому числі - на собівартість продукції. Однак в даних роботах розглянуто зниження собівартості виключно кінцевого продукту. Без врахування того, що у складі великих підприємств, як наприклад, гірничо-збагачувальний комбінат, кар'єр, дробарна фабрика, збагачувальна фабрика можуть бути окремими об'єктами хазяйнування та підприємницької діяльності.

У роботі [1] вважають, що основним методом зниження витрат на переробку руд чорних та кольорових металів є покращення фрагментації руди на стадії буро-підричних робіт та дроблення; в [2] увага акцентувалася виключно на проблемах гірничотранспортного комплексу та впровадження там автоматизованих систем управління без розгляду їх впливу на режим роботи ГЗК у цілому; робота [3] присвячена особливостям видобутку руди на Лебединському ГЗК, використанню інформаційних систем та результатам їх впровадження, а також перспективам розвитку даного ГЗК; у роботі [4] було проаналізовано середні витрати на кожен етап технологічного процесу видобутку та переробки руди. Були зроблені висновки про зменшення витрат еле-

ктроенергії на процес дроблення шляхом більшого подрібнення на етапі видобутку руди за рахунок зміни технології видобутку.

Постановка завдання. Виходячи із результатів аналізу стану формування собівартості продукції дробарної фабрики, можна зробити висновок про те, що процес формування собівартості продукції досліджено недостатньо. Процес формування собівартості продукції дробарної фабрики було розглянуто опосередковано крізь призму процесу формування собівартості продукції підприємства у складі якого знаходиться дробарна фабрика. Дане питання було розглянуто зі сторони методів видобутку руди, а саме був зроблений акцент на питанні поліпшення фрагментації руди на етапі кар'єрного видобутку [1], а також вивчення залежності показників ефективності роботи гірничо-збагачувального комбінату від таких факторів як параметри вхідного рудопотоку [5].

Тому метою даної роботи є розробка економіко-математичної імітаційної моделі зниження собівартості продукції дробарної фабрики для дослідження процесу формування собівартості продукції.

Викладення матеріалу та результати. Моделювання процесу формування собівартості продукції дробарних фабрик складається з таких етапів:

аналіз передумов та апріорної інформації для розробки економічного критерію оптимізації;
аналіз особливостей моделювання процесів оперативного управління та планування подачі сировини на підприємство;

обґрунтування вибору типу моделі та структури моделі;

розробка економіко-математичної моделі для дослідження залежності собівартості продукції дробарних фабрик від характеристик рудопотоку та тарифної сітки на електроенергію.

Виходячи з того, що досліджень стосовно дробарної фабрики як окремого об'єкту хазяйнування не проводилося, аналіз слід розпочати з питань, які були розглянуті для підприємств, в які дробарна фабрика входить як структурна одиниця, тобто гірничо-збагачувальному комплексу (ГЗК). З [5] відомо, що процес зміни електричних навантажень, що створює збагачувальна фабрика, залежить від динаміки процесів рудопідготовки та гірничотранспортних процесів. Тому зниження енергетичних витрат на етапі кар'єрних робіт та в гірничотранспортному комплексі не обов'язково призведуть до зменшення загальних енергетичних витрат, а навпаки можуть привести до їх збільшення. Причина цього - в зміні динаміки подачі руди. Також процес зміни електричних навантажень, що створює збагачувальна фабрика, залежить від коливань якісних характеристик переробленої руди (твердість, крупність, масова доля заліза) при постійних об'ємах її переробки, тобто від динаміки гірничотранспортних процесів та рудопідготовки [5].

Відомо, що оплата за електричну енергію згідно багатозонального тарифного коефіцієнту в загальному вигляді є

$$C_{el} = \sum_{n=1}^3 C_{одел} K_{m_n} A_n, \quad (1)$$

де C_{el} - загальні витрати на споживану електроенергію; $C_{одел}$ - ціна за одиницю спожитої електроенергії; K_{m_n} - тарифний коефіцієнт n -ї зони; A_n - кількість енергії спожитої в n -ій тарифній зоні.

Виходячи з того, що [5]

$$A = Pt, \quad (2)$$

формуємо основне рівняння розрахунку енергетичної складової собівартості продукції дробарної фабрики для тризонного тарифу на електроенергію

$$C_{el} + C_{одел} K_{m_1} \sum_0^{t_1} P(t) + C_{одел} K_{m_2} \sum_{t_1}^{t_2} P(t) + C_{одел} K_{m_3} \sum_{t_2}^{t_3} P(t) + C_{одел} K_{m_2} \sum_{t_3}^{t_4} P(t) + C_{одел} K_{m_3} \sum_{t_4}^{t_5} P(t) + C_{одел} K_{m_1} \sum_{t_5}^{t_6} P(t) \rightarrow \min. \quad (3)$$

В умова двозонного тарифу на електроенергію, рівняння буде мати вигляд

$$C_{el} + C_{одел} K_{m_1} \sum_0^{t_1} P(t) + C_{одел} K_{m_2} \sum_{t_1}^{t_2} P(t) + C_{одел} K_{m_1} \sum_{t_2}^{t_3} P(t) \rightarrow \min. \quad (4)$$

Отже, питомі витрати на електроенергію на одиницю продукції будуть дорівнювати

$$C_{num} = (C_{el} / Q) \rightarrow \min, \quad (5)$$

де C_{num} - питомі витрати на електроенергію на одиницю продукції, Q - загальний об'єм виробленої продукції.

Через те, що показником ефективності роботи підприємства вважається показник собівартості на одиницю продукції, то критерій оптимізації буде мати вигляд

$$C_{ср} = C_{снуп} + C_{снз} = C_{снуп} + C_{снзуп} + C_{num} \rightarrow \min, \quad (6)$$

де $C_{ср}$ - собівартість одиниці продукції, $C_{снуп}$ - умовно-постійна складова питомих витрат, $C_{снз}$ - змінна складова питомих витрат, $C_{снзуп}$ - умовно-постійна складова змінних витрат. Враховуючи даний критерій оптимізації було побудовано економіко-математичну імітаційну модель.

Економіко-математична модель є концентрованим виразом існуючих взаємозв'язків і закономірностей процесу функціонування економічної системи в математичній формі і складається із сукупності пов'язаних між собою математичних залежностей у вигляді формул, рівнянь, нерівностей, логічних умов та факторних величин, всі або частина яких має економічний зміст.

При виборі структури моделі потрібно в першу чергу виходити з вимог до моделі.

Структура моделі, що обрана, є основою для розробки економіко-математичної імітаційної моделі процесу формування собівартості продукції дробарних фабрик (рис. 1).



Рис. 1. Детальна структура моделі дослідження процесу формування собівартості продукції дробарних фабрик

За основу для побудови моделі було взято технологічну схему дробарної фабрики Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату (ІнГЗК).

Схему імітаційної економіко-математичної моделі для дослідження процесу формування собівартості продукції дробарної фабрики зображено на рис. 2.

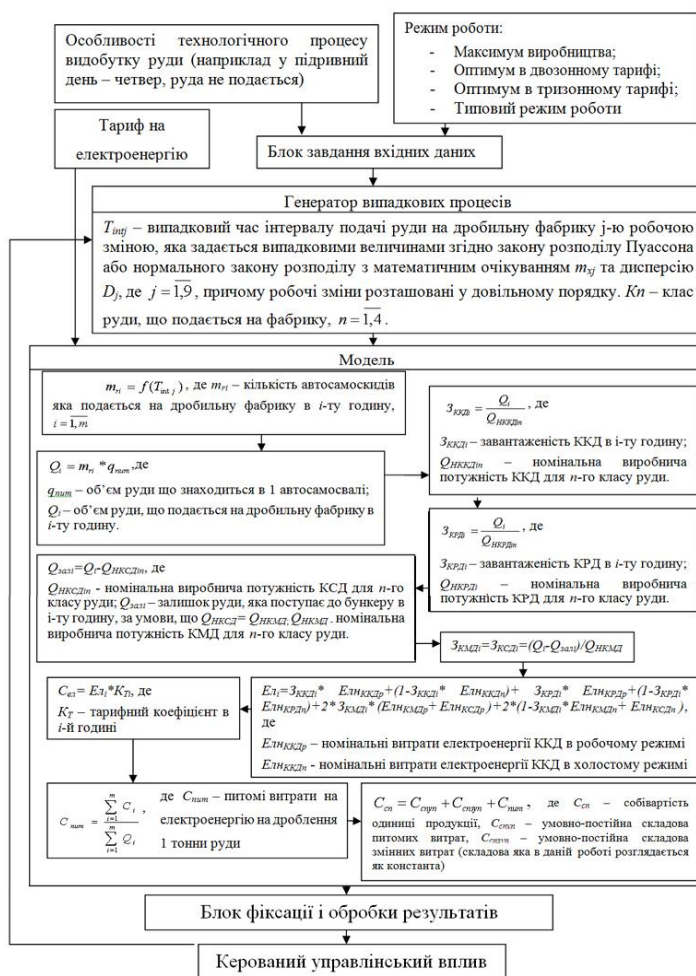


Рис. 2. Схема імітаційної економіко-математичної моделі

Дана модель буде використана для дослідження залежності собівартості продукції дробарних фабрик та параметрами рудопотоку в умовах багатозонального тарифу на електроенергію на прикладі технологічної схеми дробарної фабрики Інгулецького ГЗК.

Висновки та перспективи подальших досліджень. Розроблено економічний критерій для проведення стратегії зменшення собівартості продукції дробарної фабрики, що працює в умовах багатозонального тарифу на електроенергію. Розроблено імітаційну економіко-математичну модель процесу формування собівартості продукції згідно технологічної схеми дробильного комплексу Інгулецького ГЗК. На основі даної імітаційної економіко-математичної моделі в перспективі буде побудована система підтримки прийняття рішень і моніторингу процесів, що впливають на собівартість для забезпечення найбільш ефективного режиму роботи підприємства в умовах багатозонального тарифу на електроенергію.

нергію.

Список літератури

1. Аністратов Ю.І. Расчетно-теоретические предпосылки энергосбережения на рудных карьерах/ Аністратов Ю.І., Гончаров С.О. // Горный журнал, 2009 - №11 - С. 21-23.
2. Трубецкой К.М. Автоматизация управления горнотранспортными комплексами в карьерах/ Трубецкой К.М., Клебанов О.Ф., Володимиров Д.Я. // Горный журнал, 2009 - №11 - С. 38-41.
3. Дронов М.М. Опыт работы карьера Лебединского ГОКа: гигантские масштабы, оригинальные технологии, перспективы развития/ Дронов М.М., Єфремов Ю.І., Беклемищев А.М. // Горный журнал - 2009 - №11 - С. 88-91.
4. Дремін А.А. Стратегия энергосбережения при добыче и переработке железных руд/ Дремін А.А. // Горный журнал, 2006 - №12 - С. 45-47.
5. Кочура С.В. Развитие научных основ автоматизации процес сов обогащения руд с целью энергосбережения: автореф. дис. докт. техн. наук: спец. 05.13.07 «Автоматизация технологических процессов и производств»/ Кочура Євгеній Віталійович; Гос. Горная академия Украины. – Днепропетровск, 1996 . – 42 с.
6. Бенуні А.Х., Протасов В.Ф. Анализ производственной и хозяйственной деятельности горнообогатительных предприятий - М., «Недра», 1976 - 168 с.

Рукопис подано до редакції 01.06.12

УДК 622.013:622.272

С.О. ПОПОВ, д-р техн. наук, проф., І.І. МАКСИМОВА, аспірантка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ КОНДИЦІЙ ТА КОНТУРУ ЗАПАСІВ ЗАЛІЗНИХ РУД ПРИ ЇХ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУТКУ

Розглянуто економічні аспекти вибору контуру запасів залізних руд при їх підземному видобутку на основі визначення кондицій. Представлено систему показників для економічного обґрунтування параметрів кондицій у сучасних умовах діяльності гірничодобувного підприємства з підземним способом видобутку залізних руд.

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними задачами. На сучасному етапі промислово-економічного розвитку спостерігається тенденція до зростання потреб різних галузей господарства в гірничо-металургійній продукції, що обумовлюється впливом двох основних складових:

рівень матеріального виробництва, зростання якого безпосередньо впливає на збільшення потреб у гірничій сировині [1];

результати науково-технічного прогресу, технологічне та технічне забезпечення видобувного процесу, що у підсумку проявляється у відносному зниженні собівартості видобутку і переробки руд, а також зміні структури витрат.

Актуальним завданням гірничодобувних підприємств стає оптимізація обсягів виробництва по руді та готовій металургійній продукції, підтримка стабільної виробничої потужності шахт, раціональне використання запасів родовища з урахуванням сукупності соціально-економічних, виробничо-технологічних, організаційних, екологічних, правових та інших чинників.

У цих умовах основним фактором стійкого економічного розвитку гірничодобувних підприємств є забезпечення сировинної бази, яка характеризується наявністю необхідних обсягів запасів корисних копалин. Класифікація запасів залізних руд відбувається на основі встановлення параметрів кондицій та відповідного оконтурення запасів родовища згідно з гірничотехнічними, гірничо-геологічними параметрами покладу, технологічними можливостями розробки та економічною ефективністю. Раціональний вибір контуру обумовлює обсяг запасів залізних руд, які придатні для розробки, що у підсумку впливає на економічні показники видобутку.

На сьогодні, у зв'язку з динамікою ринкових умов, зміною технічних та економічних можливостей підприємства, визначення кондицій та вибір контуру запасів повинен здійснюватись на основі техніко-економічного обґрунтування та виконання відповідних економічних оцінок.

Аналіз досліджень і публікацій. Науковим дослідженням у сфері геолого-економічної оцінки запасів родовищ корисних копалин присвячені праці вітчизняних та закордонних науковців, що дозволяє узагальнити наявний досвід з цього питання.

Основним нормативним документом, що регламентує порядок розробки та техніко-економічного обґрунтування кондицій на залізну руду для підрахунку запасів, є «Положення про порядок розробки та обґрунтування кондицій на мінеральну сировину для підрахунку запа-

сів твердих корисних копалин у надрах» [2] і «Державна інструкція із застосування класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ руд чорних металів (заліза, марганцю та хрому)» [3].

Згідно з вказаними положеннями, кондиції на мінеральну сировину представляють собою сукупність граничних вимог до якості та кількості мінеральної сировини в надрах, гірничо-геологічних, гірничотехнічних та інших умов розробки, дотримання яких забезпечує найбільш повний і економічно ефективний видобуток наявних запасів корисних копалин.

Слід виділяти показники і параметри кондицій. Показники кондицій містять натуральні характеристики покладу, які обумовлюють вибір схемних рішень системи розробки, видобутку і переробки руд, а також характеризують техніко-економічну ефективність виробництва і реалізації товарної гірничодобувної продукції. Параметри кондицій відображають граничні значення показників кондицій, які встановлюються безпосередньо для видобувної ділянки чи блоку на основі техніко-економічних розрахунків, діючих стандартів, технічних умов, завдань користувачів надр, досвіду експлуатації родовищ.

Ряд авторів [4-6] виділяють наступні основоположні критерії, за якими доцільно оцінювати кондиційність запасів руд та здійснювати їх оконтурення: мінімальний промисловий вміст корисних компонентів; бортовий вміст корисних компонентів; потужність пласту рудного тіла; глибина залягання покладу, що обумовлює важкість або недоступність видобутку; оцінка стійкості порід у гірничих виробках, що визначається в результаті інженерно-геологічних досліджень, які передбачають визначення фізико-механічних властивостей руд, рудовмістних порід і покладів; характеристики міцності руд; інженерно-геологічних особливостей масиву порід таких як анізотропія, склад, тріщинуватість, тектонічна будова, текстурні особливості, зруйнованість у зоні вивітрювання; інших процесів, які можуть ускладнити розробку родовища.

При оцінці кондиційності можуть обиратися лише окремі з зазначених параметрів, залежно від геологічної будови родовища, гірничо-геологічних умов розробки, вимог промисловості та ін. [6].

Згідно з [2], економічне обґрунтування кондицій слід виконувати у відповідності з наступними принципами оцінки інвестиційних проектів, прийнятими у світовій практиці.

По-перше, економічна ефективність розробки руд визначається для повного циклу виробничої діяльності гірничодобувного підприємства. При обчисленні показників ефективності враховують грошові потоки, що є майбутніми відносно оцінки. Розрахунки виконуються із застосуванням методики дисконтування майбутніх грошових потоків.

По-друге, моделювання витрат і надходжень, які формують грошові потоки, здійснюється у повному обсязі відносно всіх виробничих процесів промислової розробки, враховуючи вкладені інвестиції за роками.

По-третє, розрахунок ефекту повинен охоплювати період від геологічної розвідки, розробки і видобутку, рекультивативної середовища та природозбереження до моменту реалізації продукції.

Слід зауважити, що визначення певного мінерального ресурсу як кондиційного, є умовним і достатньо гнучким відносно до часу виконання оцінки, стратегії підприємства та інших факторів [4]. Це пов'язане у першу чергу з тим, що критерії доступності та ефективності змінюються відповідно з розвитком науково-технічного прогресу та загальною економічною ситуацією.

Вказаний аспект обумовлює необхідність періодичного перегляду параметрів кондицій та вибору контуру запасів залізних руд, що потребує визначення сукупності показників для техніко-економічної оцінки запасів родовища у поточних економічних умовах діяльності гірничодобувного підприємства.

Постановка завдання. На основі виконаного аналізу проблематики дослідження авторами було поставлене завдання визначення економічних аспектів встановлення кондицій при класифікації та виборі контуру запасів родовища у сучасних умовах діяльності гірничодобувного підприємства з підземним способом видобутку залізних руд.

Вирішення вказаного завдання обумовлює необхідність формування системи показників для розрахунку параметрів кондицій та вибору контуру запасів з урахуванням економічних показників видобутку.

Викладення матеріалу і результати. Кондиції на залізні руди представляють собою комплекс вимог до якості та гірничо-геологічних умов залягання й розробки родовища. Вони забезпечують можливість оконтурювання родовища та поділ його запасів на балансові і забалансові. Кондиції встановлюються на певний строк і періодично переглядаються у зв'язку зміною

гірничо-геологічних й економічних умов. Уточнення та обґрунтування кондицій може здійснюватися в процесі геолого-економічної оцінки всього родовища або його частини (блоку, панелі, видобувної ділянки).

Слід зазначити, що розподіл запасів залізних руд на балансові та забалансові відображає їх економічне значення на момент виконання оцінки. Балансові запаси характеризуються тим, що їх відпрацювання є економічно-ефективним і вони цілком відповідають встановленим кондиціям. Забалансові запаси можуть мати недостатній вміст корисних компонентів, незначну потужність покладу, важкодоступність для вилучення. Однак, віднесення запасів до групи забалансових має відносний характер. Зміна потреби в обсягах видобутку залізних руд, технології видобутку або збагачення може викликати необхідність їх економічної переоцінки та вибору більш раціонального контуру. У цьому аспекті забалансові запаси можна вважати «потенційно-економічними» за рахунок того, що техніко-економічне обґрунтування кондицій доводить можливість їх збереження в надрах для попутного вилучення разом з балансовими або їх відпрацювання, складування і збереження для використання в майбутньому.

Економічне обґрунтування кондицій для підрахунку і оконтурення запасів передбачає виконання наступних етапів:

Аналіз і узагальнення матеріалів геологічної, гірничотехнічної, технологічної оцінки родовища або окремої видобувної ділянки.

Обґрунтування річної продуктивності рудника, системи розробки покладів, обсягів втрат і розубоження [2,5,6].

Встановлення показників та параметрів кондицій, які необхідні для вибору контуру та підрахунку запасів.

Реалізація логістичної оцінки забезпеченості виробництва необхідними ресурсами та технічними засобами, аналіз зовнішнього економічного середовища, рівня цін на продукцію та ресурси, податків та обов'язкових платежів, можливостей підприємства по організації видобутку і подальшої переробки руд.

Визначення оптимального оконтурення й відповідних параметрів кондицій на основі порівняння техніко-економічних показників розробки при різних варіантах контуру запасів.

На основі узагальнення існуючого досвіду геолого-економічної оцінки запасів, основні параметри кондицій для визначення контуру запасів з позицій економічності видобутку доцільно визначати з використанням наступної системи показників.

Показник мінімального промислового вмісту за своєю суттю відображає такий вміст корисних компонентів у руді, нижче якого руда даного родовища стає непромисловою, тобто економічно не вигідною для видобутку і переробки. Він встановлюється для кожного видобувного блоку і дозволяє здійснити оцінку доцільності залучення запасів у видобуток. Значення мінімального промислового вмісту повинне забезпечити таку вилучену цінність з руди, яка перевищить повні витрати на її видобуток і переробку [5]. Як правило, мінімальний промисловий вміст менше середнього вмісту металів у запасах.

Для однокомпонентних руд мінімальний промисловий зміст визначається з умови рівності витрат і вилученої цінності за наступною загальноприйнятою формулою

$$C_{\min} = \frac{B_{ВЛ} \cdot 100}{Ц\epsilon(1-r)}, \quad (1)$$

де C_{\min} - мінімальний промисловий вміст; $B_{ВЛ}$ - витрати на видобуток і переробку руд, грн/т; $Ц$ - оптова ціна корисного компонента в товарній продукції, грн; r - коефіцієнт розубоження; витрати на видобуток і переробку 1 т мінеральної сировини, грн; ϵ - коефіцієнт вилучення при видобутку.

При зниженні мінімального промислового вмісту в ряді випадків можна не тільки не зменшити ефективність використання родовища й прибутковість підприємства, але і значно її збільшити. Завдяки зниженню мінімального промислового вмісту можна досягти збільшення обсягів запасів не тільки по руді, але й по металу, розширення масштабів робіт при застосуванні високопродуктивних технологій, що у підсумку обумовить значне зниження виробничої собівартості і підвищення економічної ефективності розробки.

Для реалізації такого підходу кондиції на руду повинні встановлюватися на основі порівняння декількох варіантів, що відповідають різним контурам родовища і відповідно – різним

значенням середнього вмісту металів у руді. Розрахунки виконуються при різних значеннях бортового змісту.

Показник бортового вмісту характеризує мінімальний вміст корисних компонентів в одичних пробах, по яких встановлюється контур (борт) покладу, його межі з породами.

Бортовий вміст завжди менше мінімального промислового вмісту і встановлюється на рівні, що забезпечує максимальний економічний ефект від використання оконтурених запасів і тим самим обмежує балансові запаси у просторі. Він визначається на основі поваріантних техніко-економічних розрахунків. Суть методу варіантів полягає у тому, що в межах родовища вибираються кілька контурів (не менше трьох) з різним середнім і бортовим вмістом металу, для яких здійснюються техніко-економічні розрахунки.

В умовах простих за структурою родовищ розходження між балансними і забалансовими рудами ґрунтується на оцінці ступеня їх кондиційності. Економічна складова кондиційності полягає у тому, що вона визначається на основі зіставлення вилученої промислової цінності з 1 т руди запасів і собівартості видобутку й переробки руд

$$\frac{1-v}{1-r} C_{ДР} \geq \frac{1-v}{1-r} B_{ВП} \text{ або } K_k = \frac{C_{ДР}}{B_{ВП}} \geq 1, \quad (2)$$

де K_k - коефіцієнт, що характеризує рівень кондиційності запасів; $B_{ВП}$ - витрати на видобуток і переробку руд, грн/т; $C_{ДР}$ - вилучена цінність, грн/т; r - коефіцієнт разубоження; v - коефіцієнт втрат руди.

Якщо витрати на видобуток і переробку перевищують вилучену цінність, то коефіцієнт кондиційності $K_k \leq 1$ і руди некондиційні (забалансові). Якщо $K_k \geq 1$, то запас руди, визначений даним контуром, відносять до балансового. Чим більша величина K_k , тим більш високий рівень кондиційності руд та їх цінність.

В умовах родовища складної будови з нерівномірним орудненням завдання оцінки кондиційності ускладнюється у зв'язку з тим, що на різних ділянках і блоках родовища вміст металів й інші параметри можуть істотно відрізнятись. У таких умовах доцільно застосувати диференційований підхід до встановлення кондицій і виділити кілька контурів. При цьому найбільш повна економічна оцінка родовища можлива лише при одночасному вирішенні завдання вибору оптимального контуру запасів і оптимальної виробничої потужності рудника. При різних контурах виїмки родовища забезпечується різна продуктивність рудника, а отже і строк відпрацювання родовища, що обумовлює необхідність врахування фактора часу.

При оцінці родовища і розподілі запасів на балансові і забалансові для кожного контуру необхідно визначити оптимальні умови експлуатації та продуктивність підприємства. Слід врахувати, що в міру розширення контурів родовища збільшуються загальні запаси, але знижується середній вміст металу, збільшується виробнича потужність підприємства по рудній масі й у більшості випадків - по кінцевій продукції.

Зменшення вмісту металу в руді знижує цінність видобутої рудної маси, але за рахунок збільшення масштабів родовища знижуються питомі витрати підприємства на видобуток і переробку залізних руд. Крім того, при зростанні масштабів родовища і підприємства збільшується продуктивність праці по рудній масі. Але при зниженні вмісту металів у руді за рахунок приєднання певного контуру і залучення забалансових запасів, продуктивність праці по кінцевому продукті знижується, що в певний момент може привести до зниження продуктивності праці по металу, незважаючи на її ріст по рудній масі.

При порівнянні контурів родовища досить важливо врахувати, що в міру збільшення запасів руди можна значно збільшити продуктивність підприємства не тільки по рудній масі, але й по кінцевому продукті, а отже, зменшити питомі капітальні вкладення (грн/т)

Зі збільшенням контуру запасів залізних руд зростає продуктивність рудника і переробної фабрики, а собівартість видобутку і переробки дещо знижується. Експлуатаційні витрати на видобуток і переробку руди (грн/т) залежно від річної продуктивності підприємства можна визначити так

$$B_{ВП} = B' + (B''_{ВП} / A), \quad (3)$$

де $B_{ВП}$ - собівартість видобутку і переробки руд, грн/т; B' - умовно-змінні витрати на видобуток і переробку рудної маси, грн/т; $B''_{ВП}$ - сума умовно-постійних витрат, грн/т; A - річна виробнича потужність підприємства по рудній масі, тис.т/рік.

Таким чином, при збільшенні продуктивності підприємства в межах від A_6 до A питомі поточні витрати (грн/т) зменшуються на величину

$$\Delta B_{ВП} = B'_{ВП} \cdot \left(1 - \frac{A_6}{A}\right). \quad (4)$$

Зниження витрат (4) може бути досить значним, якщо врахувати, що частка їх умовно-постійної складової змінюється від 40 до 80 % і у середньому становить 50-60 % собівартості [6].

Зниження собівартості видобутку й переробки за рахунок зменшення амортизації капітальних вкладень й умовно-постійних поточних витрат істотно компенсує зниження цінності при залученні в експлуатацію контурів з біднішими рудами.

Загальна сума загального прибутку за період експлуатації родовища при затвердженні певного контуру визначиться за формулою

$$\Pi = \sum_{i=1}^T Q_i (C_{ДРi} - B_{ВРi}) \cdot \frac{1-v}{1-r}, \quad (5)$$

де Q - обсяг запасу при певному контурі родовища, який видобувається в i -й рік експлуатації родовища, т; $B_{ВП}$ - витрати на видобуток і переробку руд в i -й рік, грн/т; $C_{ДР}$ - вилучена цінність в i -й рік, грн/т; r - коефіцієнт разубоження; v - коефіцієнт втрат руди; T - термін відпрацювання родовища при виборі певного контуру запасів, роки.

Урахування фактору часу у формулі (5) є необхідним при порівнянні величин прибутків при різних контурах, які можуть характеризуватися різними термінами розробки.

На підставі розрахунків можна прийняти для проектування запаси, що відповідають найбільш вигідному контурному (бортовому) вмісту з урахуванням тенденції до подальшого залучення в експлуатацію забалансових руд.

У підсумку, комплексна система показників для виконання економічної оцінки і вибору оптимального контуру повинна включати розрахунок наступних елементів:

- обсяг запасів при певному контурі;
- річна продуктивність підприємства;
- продуктивність праці по руді і кінцевій продукції;
- експлуатаційні витрати на видобуток і переробку руд;
- ціна одиниці товарної продукції;
- річний прибуток від виробничої діяльності гірничодобувного підприємства;
- обсяги капітальних вкладень;
- чистий приведенний дохід за період експлуатації родовища при виборі певного контуру;
- внутрішня норма прибутковості;
- рентабельність виробничої діяльності гірничодобувного підприємства.

Слід зазначити, що при вдосконаленні техніки і технології видобутку й переробки руд, а також у міру відпрацювання запасів багатих руд родовища, буде простежуватись стійка тенденція до залучення в експлуатацію все менш кондиційних руд і зниження вмісту металів у залізній руді. Тому при встановленні кондицій важливо передбачити можливість використання руд, які за результатами попередніх оцінок відносились до забалансових, але можуть бути залучені в експлуатацію в період існування рудника.

Висновки і напрямки подальших досліджень. Встановлення параметрів кондицій та вибір контуру запасів залізних руд при їх підземному видобутку на основі економічного обґрунтування дозволяє забезпечити оптимальний обсяг видобутку руд, підтримати стабільну виробничу потужність рудника та збагачувальної фабрики по рудній масі та товарній гірничо-металургійній продукції, що є особливо актуальним для підприємства при вирішенні задач підвищення економічної ефективності та комплексності використання ресурсів надр.

За результатами оцінки запасів у відповідності з уточненими параметрами кондицій, підтверджується можливість економічно-ефективного залучення у видобувний процес запасів, які раніше були віднесені до забалансових, що у підсумку дозволяє розширити сировинну базу підприємства та знизити питомі виробничі витрати на видобуток і переробку руд.

Актуальним напрямком подальшого дослідження авторів є розробка економічного механізму видобутку забалансових запасів залізних руд в умовах діяльності сучасного гірничодобувного підприємства.

Список літератури

1. Аукционек С.П. Промышленные предприятия и экономическая политика / С.П. Аукционек // Мировая экономика и международные отношения. – М., 2007. – №6. – с. 89.
2. Положення про порядок розробки та обґрунтування кондицій на мінеральну сировину для підрахунку запасів твердих корисних копалин у надрах: N 264 від 25.01.2006. – Офіц.вид. – К.: ГРІФРЕ: М-во охорони навк. прир. середовища України, 2006. – (Нормативний документ М-ва охорони навк.прир. середовища України)
3. Інструкція із застосування Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ руд чорних металів (заліза, марганцю та хрому): №155 від 18.10.2002. – Офіц.вид. – К.: ГРІФРЕ: М-во екології та прир.ресурсів України, 2002. – (Нормативний документ М-ва екології та природних ресурсів України. Інструкція)
4. Астахов А.С. Экологическая безопасность и эффективность природопользования / А.С. Астахов, В.С. Зайденварг, М.С. Певзнер. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 350 с.
5. Миллютин А.Г. Разведка и геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых / А.Г. Миллютин. – М.: Изд-во МГОУ, 2004. – 157 с.
6. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов месторождений твердых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев) [разраб. ФГУ «ГКЗ»]. – М., 2008. – 68 с.

Рукопис подано до редакції 01.06.12

О.С. МАКСИМОВА, канд. екон. наук, доц.
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

МЕТОДИЧНІ ПІДХОДИ ФОРМУВАННЯ ОПТИМАЛЬНОЇ СТРУКТУРИ ОСНОВНИХ ВИРОБНИЧИХ ФОНДІВ НА ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

Розроблено методику формування оптимальної структури основних виробничих фондів при визначених обсягах виробництва. Запропоновано модель визначення оптимального співвідношення активної та пасивної частини основних засобів.

Проблеми та зв'язок з науковими та практичними завданнями В умовах світової фінансово-економічної кризи, скорочення попиту на світових ринках, постійної нестачі фінансових ресурсів, банкрутства та ліквідації суб'єктів господарювання, а також враховуючи високий рівень морального й фізичного зносу обладнання підприємств України, як ніколи постає проблема найбільш раціонального та ефективного використання їх основних фондів за рахунок оптимізації їх структури.

Аналіз досліджень та публікацій. Сучасна наука виробила велику кількість підходів щодо формування оптимальної структури основних фондів С.В. Максимов, Н.В. Пасічник, І.Г. Поліщук та інші науковці вважають, що головною ознакою ефективного використання основних фондів підприємства є зростання обсягу виробництва його продукції. Забезпечення високих темпів розвитку виробництва та підвищення його ефективності можливе лише за умови інтенсивного відтворення й раціонального використання основних фондів.

Постановки завдання. У сучасних умовах господарювання менеджмент підприємств постійно стикаються з проблемою формування оптимальної структури основних засобів. Виробнича структура основних фондів, її зміна за той або інший відрізок часу дають можливість характеризувати технічний рівень промисловості й ефективність використання капітальних вкладень в основні фонди. Тому, необхідно визначити оптимальну структуру основних фондів при якій обсяги виробництва будуть максимальними, а витрати на їх формування - мінімальними.

Викладення матеріалу та результати. На сьогодні на гірничорудних підприємствах спостерігається тенденція збільшення вартості основних виробничих фондів та збільшення обсягів виробництва товарної продукції. Ефективність використання основних фондів можна визначити обсягом випуску продукції у розрахунку на одиницю вартості цих фондів.

Обсяг виробництва товарної продукції та частки активної частини у складі основних засобів для ПАТ «Північний ГЗК», наведено у табл. 1.

Таблиця 1

Аналіз структури основних засобів ПАТ «Північний ГЗК»									
Показники	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009
Обсяг випуску товарного концентрату, тис.т	553,0	1190,0	1185,0	1472,0	2491,3	1320,0	1606,0	2768,0	3386,0
Обсяг випуску обкотишів, тис.т	5698,6	5558,0	5916,9	6851,4	7535,9	10068,0	11000,0	9421,0	9440,0

Товарна продукція, тис.т (умовних)	6555,8	7402,5	7753,7	9133,0	11397,4	12114,0	13489,3	13711,4	14688,3
------------------------------------	--------	--------	--------	--------	---------	---------	---------	---------	---------

Середньорічна вартість основних засобів, млн грн	1986,5	2013,7	2198,1	2273,2	2279,7	2449,2	2735,6	3103,1	6438,9
Активна частина, млн грн	874,1	926,3	1011,1	1045,7	1062,8	1196,5	1399	1686,9	3992,8
Пасивна частина, млн грн	1112,4	1087,4	1187,0	1227,5	1216,9	1252,8	1336,6	1416,2	2446,1
Технологічна структура основних засобів (доля активної частини)	0,44	0,46	0,46	0,46	0,47	0,49	0,51	0,54	0,62

Як бачимо, рівень співвідношення активної частини основних засобів коливається від 44 до 62 %.

Для визначення оптимального рівня основних засобів для забезпечення виробництва необхідного рівня товарної продукції, необхідно застосувати багатofакторну нелінійну функцію типу

$$Y = a_0 (a_1 x_1^\beta + a_2 x_2^\beta)^{\frac{1}{\beta}}, \quad (1)$$

де Y - обсяг виробництва товарної продукції, тис.т; x_1 - вартість активної частини основних засобів, тис.грн; x_2 - пасивна частина основних засобів, тис.грн; a_0, a_1, a_2, β - параметри функції.

При спільному використанні активної та пасивної частини - функція має нелінійний характер. Із зростанням однієї із складових основних засобів, вона монотонно зростає, при чому темп росту затримується та визначається тенденція до приближення до рівня, коли функція становиться лінійною.

Вибрана функція нелінійна щодо своїх параметрів, що ускладнює їх розрахунок, не дозволяючи, зокрема, застосувати звичайний метод найменших квадратів. Пропонується спосіб оптимізації параметрів функції виду CES у межах передбачуваного інтервалу їх зміни, що забезпечує достатню точність розрахунків. Суть його полягає в тому, що перед початком розрахунків мм задаємося, з практичного досвіду або результатів задалегідь виконаних досліджень, інтервалом зміни кожного параметра функції

$$\begin{aligned} a_0 &= a_{0\min} \div a_{0\max} \\ a_1 &= a_{1\min} \div a_{1\max} \\ a_2 &= a_{2\min} \div a_{2\max} \\ \beta &= \beta_{\min} \div \beta_{\max}. \end{aligned} \quad (2)$$

Програму розрахунків оптимального значення параметрів побудовано на переборі можливих комбінацій у межах заданих інтервалів. Критерієм вибору виступає мінімум сум квадратів відхилення фактичних значень результативного показника $Y_{\text{факт}}$ від $Y_{\text{розрах}}$, тобто виконано умову

$$\sum (Y_{\text{розрах}} - Y_{\text{факт}})^2 = \min. \quad (3)$$

У результаті розрахунків виводяться найменше з відхилень розрахункового значення функції від початкових статистичних даних і відповідне йому значення параметрів a_0, a_1, a_2, β . Вони будуть тим точніше, чим меншими приросними величинами ми задаємося. Проте отримання параметрів, максимально наближених до оптимальних, обмежується зростаючим обсягом дослідження.

Отриману функціональну залежність, максимально наближено до оптимального значення вартості активної та пасивної частини основних засобів

$$Y = 6,1763 \cdot (0,8214 \cdot X_1^{0,6926} + 0,4372 \cdot X_2^{0,6926})^{1,444}. \quad (4)$$

Для перевірки точності обрахунків порівняємо емпіричні і теоретичні значення функції

y	6555,8	7402,5	7753,7	9133,0	11397,0	12114,0	13489,0	13711,0	14688,0	$\Sigma=96245,4$
Y	6889,8	8105,6	8847,8	9150,2	10213,6	11040,7	12372,2	13143,5	16389,4	$\Sigma=96152,7$

Як видно, сумарні значення емпіричних і теоретичних значень функції майже співпадають.

На рис. 2 представлено кореляційне поле, побудоване за статистичними даними, та теоретичними даними, отриманими на основі розрахованої залежності.

Після адаптації моделі до умов діяльності ПАТ „ПівніГЗК”, дослідимо залежність результативного показника від кожної її керуваної змінної.

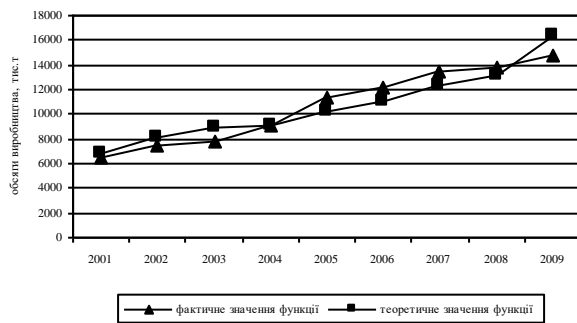


Рис. 2. Графік залежності обсягів виробництва залізорудної продукції від структури основних фондів ПАТ „ПівніГЗК”

Для цього по чергово задамо інтервали змінення кожної змінної, що досліджується, при фіксованих значеннях інших і наведемо суміщені графіки таких залежностей, що дозволить наочно визначити характер і ступінь їх впливу на результативний показник (рис. 3 та 4).

В якості фіксованих значень активної та пасивної частини основних фондів

прийнемо їх граничні значення за аналізований період та середнє значення за цей же період: X_{\min} , X_{\max} та $X_{\text{сєр}}$

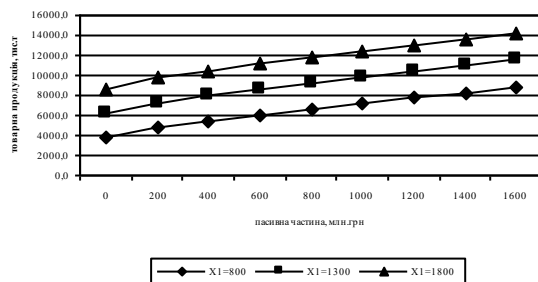


Рис. 3. Залежність результатів виробництва ПАТ „ПівніГЗК” від зміни пасивної частини основних засобів при фіксованому значенні їх активної частини

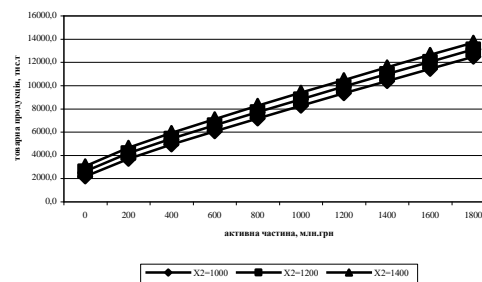


Рис. 4. Залежність результатів виробництва ПАТ „ПівніГЗК” від зміни активної частини основних засобів при фіксованому значенні їх пасивної частини

Аналіз показує, що зміна активної частини основних засобів приводить до зростання виробництва товарної продукції більш високими темпами ніж при зміні їх пасивної частини. На граничних значеннях активної та пасивної частин основних засобів обсяги виробництва обумовлені зміною активної частини майже в два рази вищі ніж при зміні їх пасивної частини.

Отримана функціональна залежність дозволяє розрахувати оптимальні значення складових структури основних фондів гірничорудного підприємства при заданій вартості його основних фондів.

Формування оптимальної комбінації вартості активної та пасивної частини основних засобів здійснюється за допомогою множників Лагранжа. Заданий рівень вартості основних засобів, повинен бути як можна меншим. Це значить, що потрібно мінімізувати ресурси C на залучення кожного виду структури основних засобів

$$C = X_1 + X_2. \quad (5)$$

Для отримання виразу Лагранжа у вирішуваній задачі на максимум, перепишемо обмеження умов в звичайному вигляді

$$X_1 + X_2 - C = 0. \quad (6)$$

Помноживши його на штучний множник λ , додамо до вихідної функції. Отримаємо функцію Лагранжа

$$Y = a_o \cdot (a_1 X_1^\beta + a_2 X_2^\beta)^{1/\beta} + \lambda \cdot (X_1 + X_2 - C). \quad (7)$$

Визначено, що значення змінних, які максимізують функцію Лагранжа, є одночасно і рішенням задачі максимізації. Так як у нашій задачі, функції Лагранжа включає три змінні (x_1, x_2, λ) , то умовою її максимізації є рівність нулю трьох окремих похідних. Отримаємо систему рівнянь

$$\begin{cases} \frac{dY}{dX_1} = \frac{a_1}{a_o} \cdot \left(\frac{Y}{X_1}\right)^{1+\beta} + \lambda = 0; \\ \frac{dY}{dX_2} = \frac{a_2}{a_o} \cdot \left(\frac{Y}{X_2}\right)^{1+\beta} + \lambda = 0; \\ \frac{dY}{d\lambda} = X_1 + X_2 - C = 0. \end{cases} \quad (8)$$

Її вирішення дозволяє отримати наступні значення змінних

$$X_1 = C \left(\frac{a_1}{a_1 + a_2} \right)^{\frac{1}{1+\beta}}; \quad (9)$$

$$X_2 = C \left(\frac{a_2}{a_1 + a_2} \right)^{\frac{1}{1+\beta}}; \quad (10)$$

$$\lambda = -a_o^\beta (a_1 + a_2) \left[a_1 \left(\frac{a_1}{a_1 + a_2} \right)^{\frac{\beta}{1+\beta}} + a_2 \left(\frac{a_2}{a_1 + a_2} \right)^{\frac{\beta}{1+\beta}} \right]^{\frac{1+\beta}{\beta}}. \quad (11)$$

З виразів (9) і (10) отримаємо

$$X_1 = X_2 \left(\frac{a_1}{a_2} \right)^{\frac{1}{1+\beta}} \quad (12)$$

$$X_2 = X_1 \left(\frac{a_2}{a_1} \right)^{\frac{1}{1+\beta}}. \quad (13)$$

Підставивши значення X_1 і X_2 в початкове рівняння отримаємо наступні вирази

$$Y = a_o X_1 \left[a_1 + a_2 \left(\frac{a_2}{a_1} \right)^{\frac{\beta}{1+\beta}} \right]^{\frac{1}{\beta}}; \quad (14)$$

$$Y = a_o X_2 \left[a_2 + a_1 \left(\frac{a_1}{a_2} \right)^{\frac{\beta}{1+\beta}} \right]^{\frac{1}{\beta}}. \quad (15)$$

З виразу (14) знаходимо оптимальне значення активної частини основних засобів X_{1opt}

$$X_1^{opt} = \frac{Y}{a_o} \left[a_1 + a_2 \left(\frac{a_2}{a_1} \right)^{\frac{\beta}{1+\beta}} \right]^{\frac{1}{\beta}}. \quad (16)$$

З виразу (16) також знаходимо оптимальне значення пасивної частини основних засобів X_{2opt}

$$X_2^{opt} = \frac{Y}{a_o} \left[a_2 + a_1 \left(\frac{a_1}{a_2} \right)^{\frac{\beta}{1+\beta}} \right]^{\frac{1}{\beta}}. \quad (17)$$

Величина оптимального обсягу залучених основних коштів та коефіцієнта їх технологічної структури визначається з виразу

$$K_{m.cmp}^{opt} = \frac{X_2^{opt}}{X_1^{opt} + X_2^{opt}}. \quad (18)$$

На основі розрахунку рівняння, визначимо оптимальний рівень співвідношення активної та пасивної частини основних засобів.

Отримані результати приведено у табл. 2.

Аналіз показує, що спостерігається постійне відхилення вартості основних засобів ПАТ „ПівніГЗК” від їх оптимальної величини. Найменша розбіжність була у 2005 р. - 59,9 млн грн, що пояснюється постійним зростанням обсягів виробництва залізорудної продукції при майже незмінних основних засобах і навіть незначному зменшенню їх пасивної частини. В останні роки спостерігається тенденція збільшення основних засобів (середньорічний темп зростання 20,6 %) при зростання обсягів виробництва на 7,2 % на рік.

Розрахунок оптимальної структури основних засобів ПАТ «ПівніГЗК»

Показники	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009
Товарна продукція, тис.т (умовних)	6555,8	7402,5	7753,7	9133,0	11397,4	12114,0	13489,3	13711,4	14688,3
Активна частина основних засобів, млн грн,									
фактичні значення	874,1	926,3	1011,1	1045,7	1062,8	1196,5	1399,0	1686,9	3992,8
оптимальні значення	661,6	747,05	782,49	921,69	1050,2	1122,5	1361,3	1383,7	1482,3
відхилення (+/-)	212,5	179,2	228,6	124,0	12,6	74,0	37,7	303,2	2510,5
Пасивна частина основних засобів, млн грн									
фактичні значення	1112,4	1087,4	1187,0	1227,5	1216,9	1252,8	1336,6	1416,2	2446,1
оптимальні значення	960,3	1084,4	1135,8	1217,9	1169,6	1174,5	1276,0	1408,5	2151,6
відхилення (+/-)	152,1	3,0	51,2	9,6	47,3	78,3	60,6	7,7	294,5
Середньорічна вартість основних засобів, млн грн									
фактичні значення	1986,5	2013,7	2198,1	2273,2	2279,7	2449,2	2735,6	3103,1	6438,9
оптимальні значення	1621,9	1831,4	1918,3	2139,6	2219,8	2297,0	2637,3	2792,2	3634,0
відхилення (+/-)	364,6	182,3	279,8	133,6	59,9	152,2	98,3	310,9	2804,9
Оптимальна технологічна структура основних засобів	0,41	0,41	0,41	0,43	0,47	0,49	0,52	0,50	0,41

Оптимальні значення структури основних засобів є єдино можливими, що забезпечують заданий рівень виробництва залізорудної продукції при мінімальних витратах на їх формування. Будь-які відхилення від їх співвідношення в ту чи іншу сторону приводить до зниження обсягів виробництва (рис.5). Графік побудовано на даних роботи комбінату за 2009 рік. Це може свідчити про певну економічну ефективність запропонованих заходів.

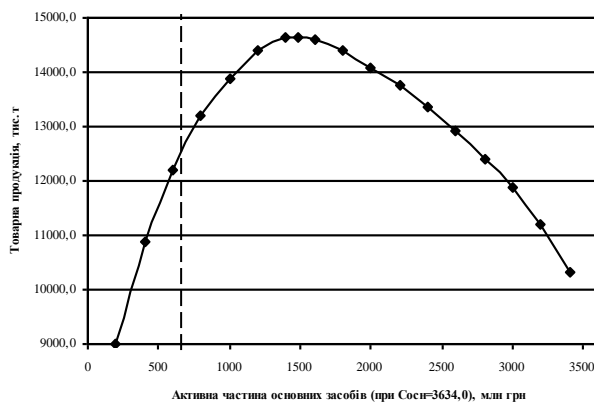


Рис. 5. Залежність результатів виробництва ПАТ „ПівніГЗК” при оптимальній вартості основних засобів за 2009 рік та зміні їх структури (співвідношення активної та пасивної частини)

Висновки та напрямки подальших досліджень. Запропонована методика дозволяє визначити оптимальну структуру основних фондів підприємства для виробництва заданого обсягу виробництва при мінімальних витратах.

Список літератури

1. Темченко А.Г., Максимов С.В., Пасічник Н.В. Принципи оцінювання вірогідності рішень відносно вибору оптимальної продуктивності гірничорудних підприємств//Економіка: проблеми теорії та

практики. - Вип. 183. - Том III. - Дніпропетровськ: ДНУ, 2003. - С. 829-839.

2. Поліщук С.Г., Поліщук І.Г. Моделювання впливу використання основних фондів на прибуток гірничовидобувного підприємства // Економіка і регіон. – Вип. №4(23). – ПолтНТУ, 2009. – С. 111-116.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 658.5.001.57:622:699

І.С. ЗАХАРЧЕНКО, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ЕКОНОМІКО-МАТЕМАТИЧНІ МОДЕЛІ ЕКОНОМІЧНОЇ АКТИВНОСТІ ПІДПРИЄМСТВ ГМК

У статті розглянуто питання щодо економіко-математичного моделювання економічної активності підприємств ГМК. Також отримано регресійну модель залежності загального прибутку підприємств ГМК від показників їх економічної активності та регресійну модель залежності рентабельності власного капіталу підприємств ГМК від показників економічної активності.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Однією з актуальних проблем сучасного розвитку підприємств є питання економіко-математичного моделювання. Особливо гостро зазначене питання відображається в економічній активності підприємства, оскільки дана сфера досліджена недостатньо повно та потребує подальшого аналізу та удосконалення. Завдяки застосуванню потужного ефективного математичного апарату, саме економіко-математичне моделювання є найефективнішим і найдосконалішим методом, завдяки якому можливе забезпечення на підприємстві необхідного рівня розвитку та управління.

Аналіз останніх досліджень і публікацій: У літературних джерелах достатньо багато уваги приділяється аналізу показників ділової і ринкової активності підприємства, зокрема порівнюючи їх з нормативними значеннями даних показників або у динаміці за декілька періодів. Питання щодо економіко-математичного моделювання розглядалися в працях багатьох вчених-економістів, зокрема таких як Л.Т. Гіляковської [4, с. 68-70], В.Р. Бараза [2], Дж.Мур, Л. Уедерфорда, М.В. Негрейа [4], К.А. Багриновського [1], Вітлінського В. В.[3, с.562], И.И. Елесеєва [5] тощо.

Однак недостатньо розглянуті такі питання, як застосування математичних методів факторного аналізу впливу цих показників на результати діяльності підприємств, прогнозування їх зміни під впливом різноманітних факторів на основі математичного моделювання. Тому доцільно доповнити традиційну методичку аналізу ділової і ринкової активності підприємства елементами економіко-математичного моделювання (ЕММ), що дозволить більш зважено підходити до прийняття управлінських рішень при визначенні рівня економічної активності підприємств гірничо-металургійного комплексу (ГМК) в сучасних умовах господарювання.

Постановка завдання. Головною ціллю даного дослідження являється визначення кореляційно-регресійного зв'язку між досліджуваними показниками та побудова економіко-математичних моделей економічної активності підприємств ГМК.

Викладення матеріалу та результати. Загальновідомо те, що результати діяльності підприємств ГМК тісно пов'язані з рівнем їх ділової та ринкової активності, а саме підвищення цього рівня приводить до підвищення результатів діяльності підприємств. Крім того, доцільно зауважити, про взаємозв'язок ринкової активності та рентабельності власного капіталу, якому раніше в економічному аналізі не приділялося належної уваги.

На основі викладеного представимо етапи кореляційно-регресійного аналізу та економіко-математичного моделювання взаємозв'язку економічної активності і результатів діяльності підприємств ГМК (рис.).

Етап 1. Визначення завдань кореляційно-регресійного аналізу впливу економічної активності підприємств ГМК на результати їх діяльності.

Для того, щоб визначити завдання аналізу показників економічної активності підприємств гірничо-металургійного комплексу (ГМК), потрібно розуміти його мету. Вона полягає у необхідності підтвердження існування прямого зв'язку між рівнем ділової та ринкової активності і результатами господарської діяльності підприємств ГМК.

Етап 2. Вибір об'єкту кореляційно-регресійного аналізу впливу економічної активності підприємств ГМК на результати їх діяльності.

Об'єктом дослідження при аналізі економічної активності підприємств є їх ділова та ринкова активність, яка характеризується відповідними економічними показниками і коефіцієнтами:

показники, що характеризують витрати (наприклад, індекс поточних витрат на виробництво і реалізацію продукції, індекс матеріальних витрат тощо);

показники, що характеризують результати (наприклад, індекс обсягу реалізації продукції, індекс прибутку тощо);

показники, що характеризують ефективність (наприклад, індекс фондівдачі, індекс матеріаловіддачі, індекс ресурсівдачі, індекс прибутковості тощо);

інші показники, що не ввійшли в перші три групи (наприклад, індекс показників ліквідності, індекс концентрації капіталу тощо).

Крім того, об'єктом аналізу економічної активності є її взаємозв'язок з результатами господарської діяльності підприємств.

Вибір об'єкту аналізу залежить від цілі дослідження та масштабності його охоплення за просторовою ознакою (народне господарство, комплекс, галузь, підприємство).

Враховуючи, що базою досліджень є підприємства ГЗК Криворізького басейну, при здійсненні аналізу їх економічної активності необхідно враховувати особливості функціонування цих підприємств, отримання ними фінансових результатів та особливості формування ділової і ринкової активності.

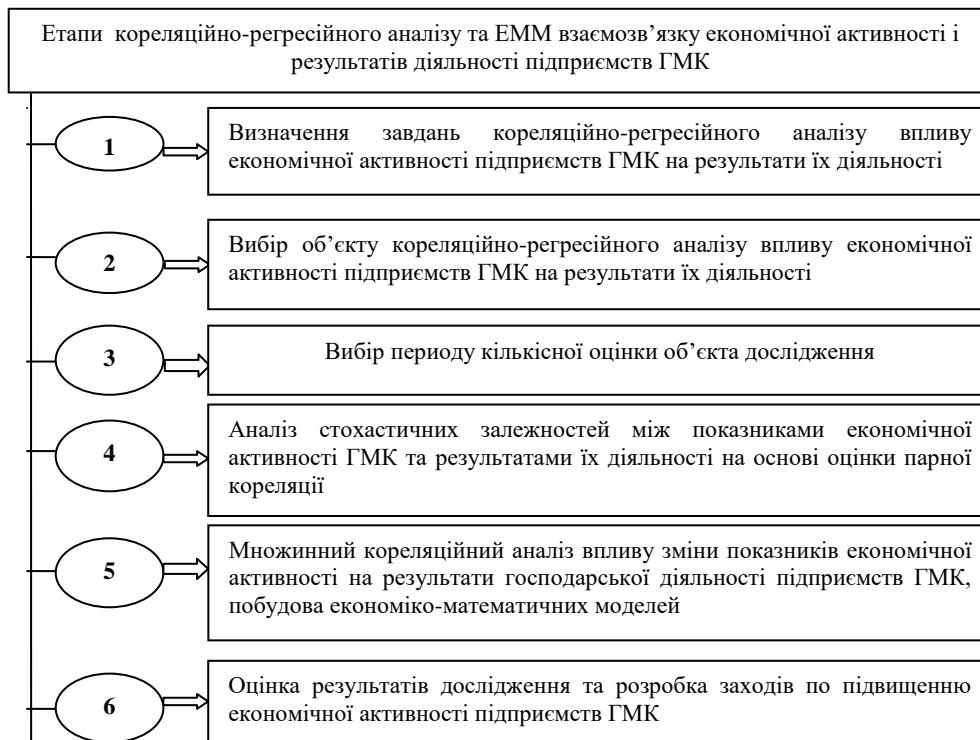


Рис. 1. Сценарій кореляційно-регресійного аналізу та економіко-математичного моделювання взаємозв'язку економічної активності і результатів діяльності підприємств ГМК

Етап 3. Вибір періоду кількісної оцінки об'єкту дослідження.

Вибір періоду аналізу економічної активності підприємств ГМК повинен бути науково обґрунтованим, щоб забезпечити точність розрахунків. Вважаємо, що доцільно обрати період 2002-2010 рр. Проведені розрахунки показали, що за формулою розрахунку обсягу безповторної вибірки з ймовірністю - 0,95, граничною похибкою - 15 % та дисперсією долі - 0,25 кількість показників за 9 років достатня для проведення якісних розрахунків.

Етап 4. Аналіз стохастичних залежностей між показниками економічної активності ГМК та результатами їх діяльності на основі оцінки парної кореляції.

Цей аналіз доцільно проводити для вибору показників, які найбільш повно і комплексно можуть охарактеризувати економічну активність підприємства та її вплив на результати діяльності підприємств ГМК. Для цього застосовуються методи кореляційно-регресійного аналізу.

При дослідженні впливу економічної активності на результати діяльності підприємств ГМК необхідно застосовувати комплексний підхід і разом з показниками ділової активності досліджувати ступінь впливу ринкової активності за показниками – дохід на акцію, цінність акції.

При побудові економетричної моделі однофакторного кореляційно-регресійного аналізу у якості результативних показників було обрано загальний прибуток та рентабельність власного капіталу підприємств ГМК, а у якості факторів – показники їх ділової та ринкової активності.

Для дослідження впливу ділової активності на результати діяльності підприємств ГМК було обрано показники:

- оборотність активів;
- продуктивність праці;
- фондовіддача.

Для дослідження впливу ринкової активності на результати діяльності підприємств ГМК було обрано показники:

- дохід на акцію;

цінність акцій.

В результаті аналізу взаємозв'язки при проведенні однофакторного кореляційно-регресійного аналізу ділової активності по окремим підприємствам характеризуються середньою тісністю.

Істотність зв'язку та адекватність отриманих результатів за однофакторними моделями підтверджує порівняння фактично отриманого критерію Фішера з критичним його значення. Дані однофакторні моделі підтверджують тісний та щільний зв'язок між результатами показниками (прибутком і рентабельністю власного капіталу) найбільших підприємств ГМК Кривбасу та окремими показниками ділової активності.

При дослідженні впливу економічної активності на результати діяльності підприємств ГМК необхідно застосовувати комплексний підхід і разом з показниками ділової активності досліджувати ступінь впливу ринкової активності за показниками – дохід на акцію, цінність акції.

При дослідженні взаємозв'язку між результативними показниками (прибутком або рентабельністю власного капіталу) та цінністю акції досліджуваних підприємств ГМК Криворізького басейну було встановлено, що ці зміни не підпорядковуються логіці протікання відповідних економічних процесів. Підвищення ринкової активності характеризується зростанням цінності акції, яку визначає коефіцієнт її котирування. Ріст цінності акції підприємства говорить про підвищення його ринкової вартості, що передусім пов'язано з покращенням результатів його діяльності. Однак при проведенні кореляційно-регресійного аналізу взаємозв'язку прибутку (рентабельності власного капіталу) та цінності акцій визначено, що на всіх аналізованих підприємствах, крім ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», спостерігаються зворотні тенденції – зростання цінності акції пов'язано зі зменшенням прибутку та/або рентабельності власного капіталу, що, на нашу думку, є невірним. Вважаємо, це обумовлено декількома причинами: по-перше, нестабільністю економічної ситуації в країні в аналізованій період; по-друге, недостатньою розвиненістю ринку цінних паперів і відповідного регулювання; по-третє, концентрацією більшості акцій підприємств ГМК в одного власника. Все це не дозволяє об'єктивно визначати ринкову вартість акцій та їх цінність.

Зважаючи на сказане цінність акції, як факторну ознаку, при побудові моделей залежності результатів діяльності підприємств ГМК від показників ринкової активності у подальшому розглядати не доцільно.

Етап 5. Множинний кореляційний аналіз впливу зміни показників економічної активності на результати господарської діяльності підприємств ГМК, побудова економіко-математичних моделей.

Для подальшого аналізу доцільно підтвердити твердження про те, що результати діяльності підприємств ГМК тісно пов'язані з рівнем їх економічної активності за допомогою множинного кореляційного аналізу. Для цього побудовано модель множинної лінійної регресії. У якості результативних показників обрано загальний прибуток за найбільшими підприємствами ГМК Криворізького басейну та рентабельність їх власного капіталу. Факторами, які найбільш повно відображають стан економічної активності підприємств ГМК, було визначено оборотність активів x_1 продуктивність праці x_2 , фондівіддачу x_3 , дохід на акцію x_4 цих підприємств.

Шляхом використання надбудови «Пакет аналізу» прикладної програми «MS Excel» отримано регресійну модель залежності загального прибутку підприємств ГМК Кривбасу від показників їх економічної активності:

$$Y_n = 584514,61x_1 + 771,87x_2 + 76946,75x_3 + 1047756,71x_4 - 574009, \quad (1)$$

та регресійну модель залежності рентабельності власного капіталу підприємств ГМК Кривбасу від показників їх економічної активності:

$$Y_p = 0,245x_1 + 0,0003x_2 + 0,022x_3 + 0,103x_4 - 0,192. \quad (2)$$

Визначені моделі є універсальними та можуть використовуватися для будь-яких підприємств ГМК, оскільки розраховані за масивами даних п'яти найбільших підприємств ГМК Кривбасу та адекватно відображають взаємозв'язок результативних показників з факторами - обраними показниками економічної активності.

Проведений множинний кореляційний-регресійний аналіз показав, що між результатами діяльності підприємств ГМК та показниками економічної активності існує прямий зв'язок – підвищення економічної активності (ділової та ринкової) призводить до зростання прибутку і

рентабельності, і навпаки, погіршення стану економічної активності негативно відбивається на результатах діяльності підприємств ГМК.

Результати перевірки моделі на наявність мультиколінеарності дозволили визначити, що у визначених моделях відсутня мультиколінеарність, що підтверджує їх адекватність та достовірність отриманих результатів.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Таким чином, проведене дослідження дозволило удосконалити методику аналізу показників ділової та ринкової активності підприємств ГМК шляхом комплексного їх розгляду у межах аналізу економічної активності підприємства із застосуванням економіко-математичного моделювання, а також побудувати моделі залежності результатів діяльності цих підприємств від показників їх економічної активності. Ці моделі є універсальними, враховують вплив різних сфер ділової та ринкової активності, а також можуть бути використані як оптимізаційні при розробці заходів з підвищення економічної активності підприємств ГМК та для прогнозування прибутку та рентабельності власного капіталу даних підприємств.

Список літератури

1. Багриновский К.А. Экономико-математические методы и модели (микроэкономика): учеб. пособие/ Багриновский К.А., Матюшок В.М. – М. : РУДН, 1999. – 183 с.
2. Бараз В.Р. Корреляционно-регрессионный анализ связи показателей коммерческой деятельности с использованием программы EXCEL / Бараз В.Р. – Екатеринбург, 2005.
3. Вітлінський В. В. Моделювання економіки / Вітлінський В. В., Великоіваненко Г. І. – [навч.-метод. посібник для самост. вивч. дисципліни.]. – К. : КНЕУ, 2004.
4. Гиляковская Л.Т. Экономический анализ: учебн. / Гиляковская Л.Т. – [2-е изд., доп.]. – М. : ЮНИТИ-ДАНА, 2004. – 615 с.
5. Елесеєва И.И. Практикум по эконометрике [И.И. Елесеєва, С.В. Курьшева, М.М. Гордеенко и др.]. – М. : Финансы и статистика, 2002. – 192 с.

Рукопис подано до редакції 21.03.12

УДК 658.511:622.68:629.114

С. В. МАКСИМОВ, канд. екон. наук, доц., О. Ю. МОНАСТИРСЬКА, аспірантка
ДВНЗ “Криворізький національний університет”

ПИТОМІ ВИТРАТИ ПАЛИВА КАР’ЄРНИХ АВТОСАМОСКИДІВ ЯК ПОКАЗНИК ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР’ЄРУ

Наведено результати досліджень показника питомих витрат палива кар’єрних автосамоскидів; визначена залежність у вигляді лінійної регресії питомих витрат палива кар’єрних автосамоскидів від швидкості руху, коефіцієнту використання вантажопідйомності, відстані перевезення гірничої маси та ухилу кар’єрних доріг.

Проблема та її зв’язок з науковими та практичними завданнями. Одна з найважливіших задач планування роботи кар’єрного автомобільного транспорту полягає у виборі основних техніко-економічних показників автомобільного транспорту, що забезпечують мінімум витрат. Витрати на паливо складають близько 55 % у загальній структурі собівартості транспортування залізної руди кар’єрним автомобільним транспортом, тому доцільним є дослідження та аналіз показника питомих витрат палива [1,2].

Постановка проблеми. Метою роботи є встановлення залежностей зміни питомих витрат палива від показників, які характеризують функціонування (роботу) кар’єрних автосамоскидів та показників, що відображають гірничотехнічні умови функціонування виробництва (транспортування) для планування роботи автотранспорту кар’єру.

Викладення основного матеріалу. На залізорудних кар’єрах питомі витрати дизельного палива змінюються від 98-100 до 240-260 г/(т·км) та визначається факторами, які можна розділити на дві групи:

1. *Гірничотехнічні та організаційні умови експлуатації автосамоскидів*, що включають: відстань транспортування, висоту підйому гірничої маси, керуючий та середньозважений ухил трас руху, стан і транспортно-експлуатаційні якості дорожнього покриття, тривалість навантажувально-розвантажувальних та операцій маневрування та транспортного циклу, коефіцієнти використання пробігу, вантажопідйомності та ін.

2. Конструктивні параметри.

У загальному вигляді витрати дизельного палива автосамоскидом за транспортний цикл Q_u , л визначається

$$Q_u = Q_{pв} + Q_{pn} + Q_n + Q_p + Q_m + Q_o, \quad (1)$$

де $Q_{pв}, Q_{pn}$, - витрати палива, відповідно, на рух з вантажем та в порожняковому напрямку, л; Q_n, Q_p, Q_m, Q_o - витрати палива, відповідно, при навантаженні, розвантаженні, операціях маневрування, а також в період очікування навантаження, л.

Питомі витрати палива на одиницю транспортної роботи (q_y , г/(т·км)) визначаються за формулою

$$q_y = \frac{1000 \cdot \rho \cdot k_{доо}}{\gamma \cdot G \cdot l_{с.рв}} \cdot \left(\sum_{j=1}^n l_j \cdot (q_{pвj} + q_{pnj}) + \frac{q_x \cdot (t_n + t_o) + \frac{q_n \cdot N_\delta}{1000 \cdot \rho} \cdot (k_{N_{mn1}} \cdot t_{mn1} + k_{N_p} \cdot t_p + k_{N_{mn2}} \cdot t_{mn2})}{60} \right), \quad (2)$$

де $q_{pв}, q_{pn}$ - питомі витрати палива, відповідно, завантажених та порожніх автосамоскидів на j -й ділянці траси руху, л/км; l_j - довжина j -ї ділянки траси руху, км; q_x, q_p, q_{mn} - питомі витрати палива, відповідно на холостому ході двигуна, при розвантаженні та на операціях маневрування, л/год; t_n, t_p, t_{mn}, t_o - тривалість, відповідно, навантаження, розвантаження, операцій маневрування та очікування навантаження, хв.; q_n - питомі витрати палива при номінальному навантаженні двигуна, паспортна величина, г/(кВт·год); N_δ - потужність двигуна, кВт; ρ - густина дизельного палива ($\rho=0,825-0,850$ кг/л); $k_{доо}$ - коефіцієнт, що враховує додаткові витрати палива на нульові пробіги та внутрішньо гаражні потреби, а також підвищення витрат у зимовий час та міжсезоння ($k_{доо}=1,1$); γ - коефіцієнт використання вантажопідйомності; G - вантажопідйомність автосамоскиду, т; $l_{с.рв}$ - середня відстань транспортування гірничої маси, км; k_{Ni} - коефіцієнт використання потужності двигуна на i -у режимі.

Питомі витрати палива завантажених та порожніх автосамоскидів (г/(т·км) під час руху на j -й ділянці траси руху при роботі двигуна в тяговому режимі розраховуються за формулою

$$q_{pв(n)j} = \frac{q_{nj} \cdot (G_a + k_{nj} \cdot G) \cdot (\omega_{oj} + i_j) \cdot k_{ni}}{3,67 \cdot 10^2 \cdot \eta_{aj} \cdot \gamma \cdot G}, \quad (3)$$

де G_a - власна маса автосамоскиду, т; k_{nj} - поправочний коефіцієнт, що враховує зміну величини q_{nj} в реальних умовах на j -тій ділянці траси; ω_{oj} - коефіцієнт опору кочення на j -й ділянці траси; i_j - ухил j -ї ділянки траси; η_{aj} - коефіцієнт корисного використання трансмісії автосамоскиду на j -й ділянці траси [3].

Запропоновані методики розрахунку питомих витрат палива (2,3) є в більшій мірі теоретичними, оскільки у них використовуються усереднені показники, які не достатньо точно відображають реальні умови роботи. Також практично не можливим є визначення деяких показників, які використовуються для розрахунку, таких як: питомі витрати палива при розвантаженні та на операціях маневрування; тривалість навантаження, розвантаження, операцій маневрування та очікування навантаження; коефіцієнт використання потужності двигуна на i -му режимі, коефіцієнт опору кочення та коефіцієнт корисного використання трансмісії автосамоскиду на j -тій ділянці траси. Саме тому виникає необхідність у формуванні моделі питомих витрат палива конкретного кар'єру чи його траси, основою якої є дані статистичних спостережень, у даному випадку дані бортових комп'ютерних систем автосамоскидів для прогнозування параметрів роботи підприємства.

Вхідними параметрами моделі питомих витрат палива обрані: вантажопідйомність та швидкість, як показники, що характеризують роботу кар'єрних автосамоскидів, відстань перевезення гірничої маси та значення ухилу трас руху, як показники, що відображають гірничотехнічні умови функціонування виробництва. Оскільки парк кар'єрних автосамоскидів може бути сформований із моделей різної вантажопідйомності доцільним представляється застосування коефіцієнту використання вантажопідйомності замість самої вантажопідйомності кар'єрних автосамоскидів. Найбільше розповсюдження при плануванні та аналізі роботи кар'єрного автотранспорту отримав динамічний коефіцієнт використання вантажопідйомності, що визначається діленням фактичного вантажообігу на можливий при повному використанні вантажопідйомності автомобілів за весь завантажений пробіг та обчислюється за формулою

$$\gamma = \Sigma V_B / \Sigma (L_B G), \quad (4)$$

де V_B - обсяг вантажообігу, що визначається як добуток обсягу перевезень на середню відстань перевезень, т·км; L_B - відстань руху з вантажем, км [4].

Для створення моделі питомих витрат палива використані дані роботи гірничотранспортного цеху за 31 день. ГТЦ у своєму розпорядженні має 23 кар'єрних автосамоскиди БелАЗ-75131 вантажопідйомністю 130 т, що здійснювали рух на 31 трасі, довжина - 0,98-4,15 км, висота трас руху коливається в межах 30-150 м, ухил - 0,01-0,06 %, коефіцієнт використання вантажопідйомності - 0,79-0,98, швидкість руху - 10,32-18,27 км/год, всього було проаналізовано 24100 їздок кар'єрних автосамоскидів.

Аналіз середніх значень за кожною трасою руху вказує на те, що існують лінійні залежності зміни питомих витрат палива від показників, а саме питоми витрати палива зменшуються при збільшенні відстані транспортування гірничої маси (рис. 1а) і коефіцієнту використання вантажопідйомності (рис. 1в) та збільшуються при збільшенні швидкості руху (рис. 1б) і ухилу трас руху (рис. 1г).

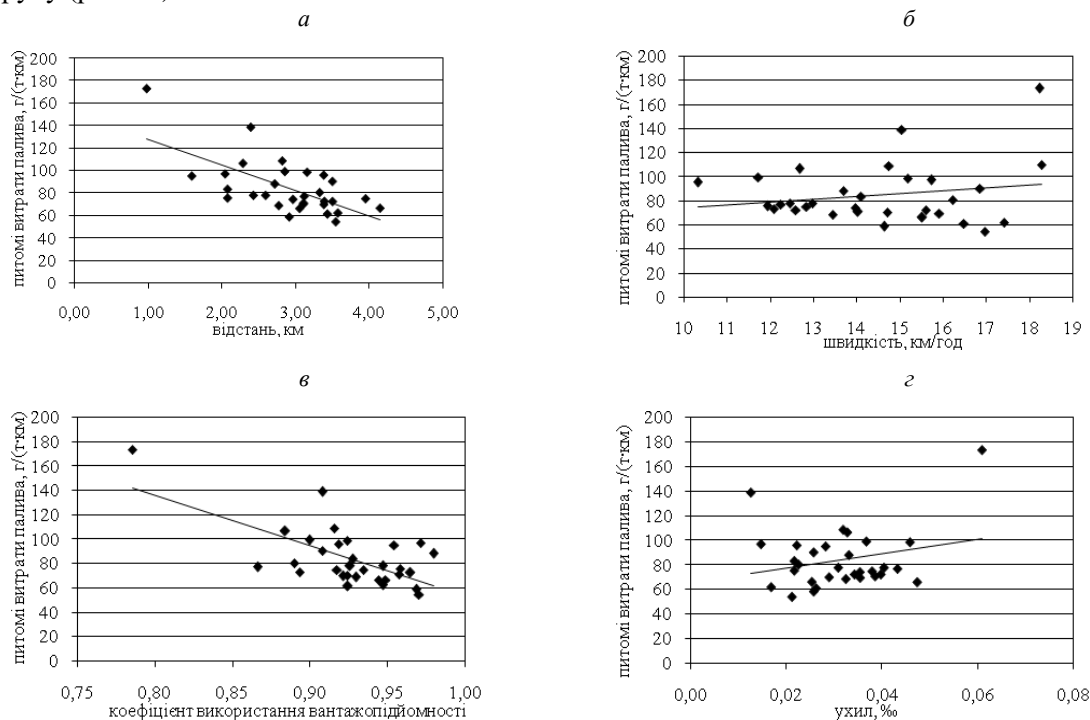


Рис. 1. Залежності питомих витрат палива від відстані транспортування гірничої маси а, швидкості руху б, коефіцієнту використання вантажопідйомності в та ухилу трас руху г

Виходячи з цього прийнята гіпотеза про лінійний зв'язок між питомими витратами палива, швидкістю кар'єрних автосамоскидів, довжиною транспортування гірничої маси, значенням ухилу трас руху та коефіцієнтом використання вантажопідйомності, яка може бути записана у вигляді формули

$$q' = b_0 + b_1 \cdot l_{c,pe} + b_2 \cdot \gamma + b_3 \cdot v_m + b_4 \cdot i \quad (5)$$

Для знаходження коефіцієнтів рівняння використаний метод найменших квадратів [5]. Після обчислень встановлена залежність питомих витрат палива для умов даного кар'єру

$$q' = 411,17 - 23,29 \cdot l_{c,pe} - 329,91 \cdot \gamma + 3,14 \cdot v_m + 24,96 \cdot i \quad (6)$$

При збільшенні значення середньої відстані транспортування на 1 % за незмінних значень інших показників відбувається зменшення питомих витрат палива на 0,46 %. Збільшення значення показника коефіцієнту використання вантажопідйомності на 1 % приводить до зменшення питомих витрат палива на 0,4 %. При збільшенні значення швидкості руху кар'єрних автосамоскидів на 1 % за незмінних значень інших показників відбувається збільшення питомих витрат палива на 0,15 %. Збільшення значення показника ухилу трас руху на 1 % призводить до збільшення питомих витрат палива на 0,01 %.

Значимість рівняння регресії оцінюється за критерієм Фішера з рівнем значимості $\alpha=0,05$; $F_{\text{факт}}=14,78$, $F_{\text{табл}}=2,74$ і $F_{\text{факт}} > F_{\text{табл}}$, тобто коефіцієнт регресії є значущим. Отже, встановлена залежність питомих витрат палива від швидкості кар'єрних автосамоскидів, довжини транспортування гірничої маси, значення ухилу кар'єрних доріг та коефіцієнту використання вантажопідйомності є адекватною дійсності та прийнята гіпотеза про лінійний зв'язок між залежною (результуючим показником) та незалежними змінними (вхідними параметрами) є вірною.

Для відображення тісноти зв'язку між показниками побудована матриця парних коефіцієнтів кореляції (табл. 1), яка у загальному вигляді враховує взаємозв'язок двох факторів, що здійснюють вплив на результативний показник.

Таблиця 1

Матриця парних коефіцієнтів кореляції

	q' , г/(т·км)	$l_{c.рс.}$, км	γ	v_m , км/год	i , %
q' , г/(т·км)	1,00	0,78	0,81	0,34	0,30
$l_{c.рс.}$, км	0,78	1,00	0,29	0,62	0,14
γ	0,81	0,29	1,00	0,25	0,50
v_m , км/год	0,34	0,62	0,25	1,00	0,45
i , %	0,30	0,14	0,50	0,45	1,00

Найтісніше з питомими витратами палива пов'язаний показник коефіцієнту використання вантажопідйомності, на другому місці знаходиться показник відстані транспортування гірничої маси, на третьому місці - швидкість кар'єрних автосамоскидів, найменший зв'язок з результативним показником має показник ухилу трас руху. Аналізуючи отримані результати можна зробити висновок про те, що всі чотири змінні значною мірою впливають на результативну ознаку.

Коефіцієнт кореляції фактичних та розрахованих з використанням встановленої залежності питомих витрат палива дорівнює 0,86 (рис. 2).

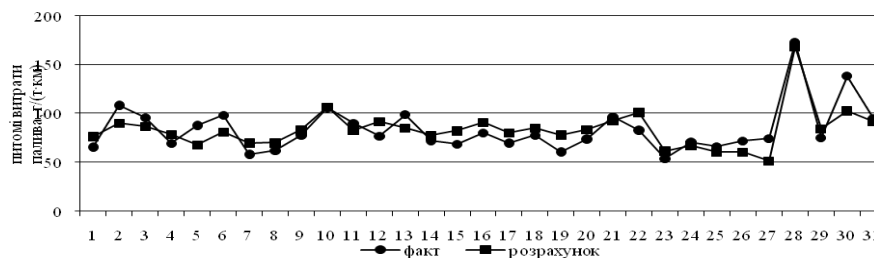


Рис. 2 Фактичні та розраховані з використанням встановленої залежності питомих витрат палива

Додатково за отриманими даними розраховані наступні статистичні показники: середнє арифметичне для фактичних та розрахованих значень дорівнює 83,94 г/(т·км) для, дисперсія відповідно 588,39 і 408,66, середньоквадратичні відхилення 24,26 та 20,22, коефіцієнти варіації 28,89 % та 24,08 %, що підтверджує однорідність спостережень.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Встановлена залежність у вигляді чотиримірної лінійної регресії питомих витрат палива від коефіцієнту використання вантажопідйомності та швидкості кар'єрних автосамоскидів, як показників, що характеризують функціонування (роботу) кар'єрних автосамоскидів, довжини транспортування гірничої маси та значення ухилу трас руху, як показників, що відображають гірничотехнічні умови функціонування виробництва (транспортування) є адекватною дійсності. Сформований методичний підхід до визначення питомих витрат палива може бути використаний на інших підприємствах за умови адаптації коефіцієнтів рівняння лінійної регресії до запропонованих умов функціонування для планування роботи автотранспорту кар'єру.

Список літератури

1. Анисимов А. П. Экономия, планирование и анализ деятельности автотранспортных предприятий / Анисимов А. П. – М.: Транспорт, 1988. – 245 с.
2. Карьерный транспорт: состояние и перспективы [Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В.]. – СПб.: Наука, 2004. – 429 с.
3. Смирнов В. П. Теория карьерного большегрузного автотранспорта / В. П. Смирнов, Ю. И. Лель. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.
4. Карьерная техника ПО «БелАЗ»: Справочник / под. ред. П. Л. Мариева, К. Ю. Анистратова. – М.: ООО НТЦ«Горное дело», 2007. – 456 с.
5. Магнус Я. Р. Эконометрика. Начальный курс: [учеб.] / Магнус Я. Р., Катышев П. К., Пересецкий А. А. – 8-е изд. – М.: Дело, 2007. – 504 с.

Рукопис подано до редакції 21.03.12

УДК 336. 71 (477)

Р.В. САЗОНОВ, асистент, І.С. СЛЮСАРЕНКО, студентка, В.І. ТРОЯН, студентка
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ БАНКІВСЬКОЇ СИСТЕМИ УКРАЇНИ

Проаналізовано сучасний стан банківської системи України. Проведено порівняння провідних банківських установ України за такими показниками як обсяг активів, сукупні зобов'язання, сукупний капітал, кредитний портфель та фінансові результати. Розглянуто основні проблеми, що стримують розвиток банківського сектору, запропоновано шляхи їх вирішення.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Сьогодні у будь-якій державі банківська система відіграє ключову роль, оскільки саме вона забезпечує функціонування грошового ринку, активно обслуговує і впливає на всі економічні та соціальні процеси, виступає важливим складником інвестиційного процесу. Без розвинутої банківської системи неможливо уявити розвинуту економіку держави.

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідженням питань сутності та функціонування банківської системи займалося багато зарубіжних та вітчизняних вчених. Серед зарубіжних варто відзначити Дж.М. Кейнса, Дж. Вітлі, Д. Раймонда, Ф. Фрідмана та ін. Вагомий внесок у дослідження банківської системи зробили вітчизняні вчені-економісти: О.Василик, О.І. Кіреєв, Г.І. Кравцова, А.М. Мороз, С.В. Мочерний, В.О. Онищенко, М.Ф. Пуховкіна, М.І. Савлук та ін.

Постановка завдання. Проаналізувати сучасний стан банківської системи та висвітлити проблемні аспекти її розвитку.

Викладення матеріалу та результати. В економічній літературі існують різні підходи щодо визначення поняття банківська система.

Кравцова Г.І. вважає, що банківська система - це «сукупність різноманітних видів банків і банківських інститутів у їх взаємозв'язку, яка існує в тій чи іншій країні у визначений історичний період» [5].

Дещо інше визначення пропонує Онищенко В.О, який розглядає банківську систему, як законодавчо визначену, чітко структуровану сукупність фінансових посередників грошового ринку, які займаються банківською діяльністю [4].

Професор С.В. Мочерний говорить, що банківська система - «це сукупність фінансових установ грошового ринку у їх взаємозв'язку і взаємодії, діяльність яких законодавчо визначена» [2].

Проаналізувавши твердження окремих науковців можна запропонувати таке визначення банківської системи - законодавчо визначена, ієрархічно структурована система взаємозв'язаних банківських установ, які здійснюють мобілізацію грошових коштів та надають різноманітні послуги.

Згідно з Законом України «Про банки та банківську діяльність» банківська система України складається з Національного банку України та інших банків (державних і комерційних), що створені і діють на території України відповідно до закону. Основу банківської системи становлять банки України та іноземні банки, що здійснюють діяльність на території України через належним чином зареєстровані представництва [1].

Банк - юридична особа, яка має виключне право на підставі ліцензії Національного банку України здійснювати у сукупності такі операції: залучення у вклади грошових коштів фізичних і юридичних осіб та розміщення зазначених коштів від свого імені, на власних умовах та на власний ризик, відкриття і ведення банківських рахунків фізичних та юридичних осіб.

Для аналізу банківської системи проведемо порівняння провідних банківських установ України за такими показниками як обсяг активів, сукупні зобов'язання, сукупний капітал, кредитний портфель та фінансові результати.

Тож для початку розглянемо динаміку кількості функціонуючих банків в Україні (рис. 1) за останні шість років.

Як видно з рис. 1 на початок 2012 р. в Україні кількість зареєстрованих банків становить 198. Кількість банків, що мають ліцензію на здійснення банківських операцій склала 176. У країні діють 53 банки з іноземним капіталом. У повній власності (100 % статутного капіталу) іноземних інвесторів перебуває близько 22 банки. У цілому частка іноземного капіталу зростає, що свідчить про підвищення залежності банківської системи України від іноземних інвесторів [7].

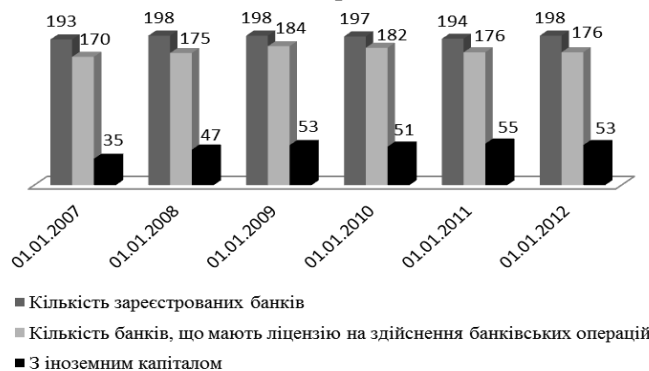


Рис. 1. Динаміка зміни кількості банків України у 2007-2012 рр.

Що стосується сукупного обсягу активів банківської системи за даними НБУ станом на 1 січня 2012 р. він становив 1054280 млн грн., приріст з початку року склав 112192 млн грн. (11,91 %), в основному він відбувся за рахунок зростання кредитних вкладень банків (рис. 2.).

На початок 2012 р. структура активів мала такий вигляд (у дужках - значення на 01.01.2011 року): 58,97 % (60,80 %) - кредитний портфель та лізинг; 10,33% (10,04%) - коррахунки в інших банках; 8,64 % (8,70 %) - інвестиційний портфель (державні цінні папери та вкладення в акції інших підприємств); 4,96% (4,68 %) - депозити та кредити в інших банках; 4,14 % (4,24 %) - матеріальні та нематеріальні активи; 2,40% (2,75 %) - готівка, чеки та банківські метали; 0,18 % (0,17 %) - інвестиції капіталу; 10,38 % (8,64 %) - інші активи [7].

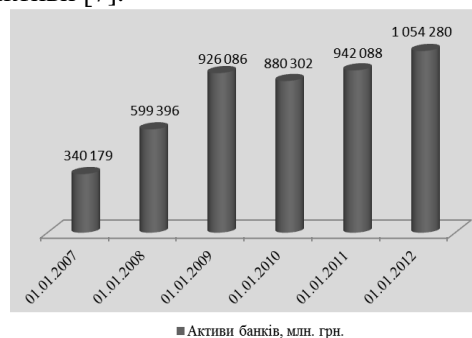


Рис. 2. Сукупні активи української банківської системи за 2007-2012 рр.

На 01.01.2012 р. найбільшим за обсягом активів є ПриватБанк (142236,7 млн грн.), що належить українським бізнесменам. Його найближчими переслідувачами є дві державні установи – Укресімбанк (72393,8 млн грн.) і Ощадбанк (77225,6 млн грн.). Примітно, що обсяги активів цих трьох фінансових установ на початок 2012р. стали найвищими порівняно з іншими (рис.3) [6].

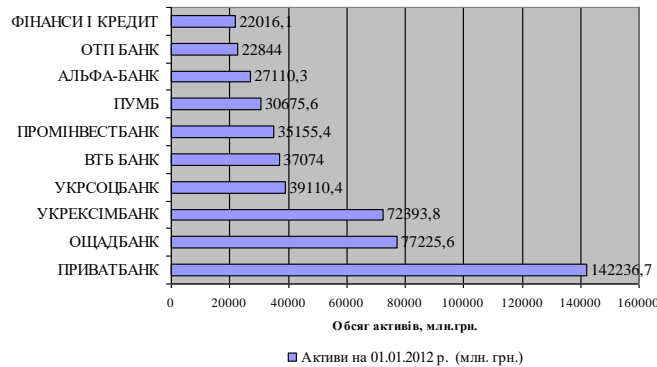


Рис. 3. Рейтинг банків України за обсягом активів

Стосовно сукупного обсягу зобов'язань українських банків, то він зріс на 94430 млн грн., що на 11,74 % більше за 2010 рік, і станом на 01.01.2012 р. склав 898 793 млн грн. (табл.1) [7]. Варто відзначити, що випереджаючі темпи зростання порівняно з зобов'язаннями показує обсяг залучених коштів від фізичних осіб. Так їх розмір збільшився на 35472 млн грн. (на 13,10 %) до 306205 млн грн. станом на 01.01.2012 р. Деталізацію окремих складових зобов'язань банків наведено у табл. 1.

Таблиця 1

Сукупні зобов'язання банківської системи, млн грн.

Назва показника	01.01. 2007р.	01.01. 2008р.	01.01. 2009р.	01.01. 2010р.	01.01. 2011р.	01.01. 2012р.
Зобов'язання банків	297613	529818	806823	765127	804363	898793
У тому числі кошти суб'єктів господарювання;	76898	111995	143928	115204	144038	186213
із них строкові кошти суб'єктів господарювання	37675	54189	73352	50511	55276	74239
Кошти фізичних осіб;	106078	163482	213219	210006	270733	306205
із них строкові кошти фізичних осіб	81850	125625	175142	155201	206630	237438

Зростання обсягів залучених банками коштів від фізичних осіб поряд зі збільшенням частки строкових коштів в зобов'язаннях, виступає позитивним фактором в фінансовій стабілізації банківської системи України, що свідчить про поступове відновлення довіри населення до банківських установ. Проте, за словами голови НБУ Сергія Арбузова, сьогодні на руках у населення перебуває близько 70 млрд. дол. [8].

Власний капітал банківської системи України (рис.4) зріс на 17762 млн грн. (12,9 %) і на 01.01.2012 р. становив 155487 млн грн. [7]. Але ж розмір власного капіталу і надалі продовжує бути меншим за розмір статутного капіталу, що пояснюється значними збитками банківської системи (рис.4.). Поряд із цим розмір регулятивного капіталу перевищує значення статутного капіталу на 6589 млн грн. станом на початок 2012 р. Показник адекватності регулятивного капіталу (H2) для банківської системи перевищує критичне значення, та становить 18,9 % станом на 01.01.2012 р., що свідчить про достатню капіталізацію банків.

Рис. 4. Сукупний капітал банківської системи, млн грн.



На початок 2012 р. Укрексімбанк залишається найбільшим у банківській системі України фінансовим закладом за обсягами власного капіталу (20515 млн грн.), що дає йому можливість ефективно працювати та здійснювати фінансову підтримку довгострокових, інфраструктурних, стратегічно важливих для національної економіки проектів (рис. 5) [6].

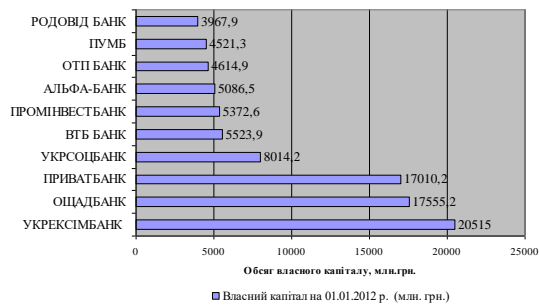


Рис. 5. Рейтинг банків України за показником власного капіталу

Станом на 1.01.2012 р. спостерігається зростання сукупного обсягу кредитного портфелю банків України (табл. 2). Зокрема, на початок 2012 р. розмір наданих кредитів збільшився на 70290 млн грн., що на 9,31 % більше порівняно з 2011 р.

З табл. 2 можна побачити, що у період 2008-2009 років банки активно розвивали кредитування

населення (іпотечні, авто, споживчі кредити) за рахунок залучених з-за кордону коштів. За даними проведеного дослідження майже третина населення мала кредити. Головною проблемою стало те, що гроші надавалися споживачам на тривалий строк (5-7 років) для купівлі авто й 20-30 років для купівлі нерухомості, а закордонні кредити вітчизняні банки залучали на незначний строк - 3-5 років. Це в свою чергу призвело до кризового становища банківської системи.

Структура кредитного портфеля за об'єктами кредитування, млн. грн.

Показник	01.01. 2007р.	01.01. 2008р.	01.01. 2009р.	01.01. 2010р.	01.01. 2011р.	01.01. 2012р.
Кредити надані	269294	485368	792244	747348	755030	825320
у тому числі: кредити, надані суб'єктам господарювання;	167661	276184	472584	474991	508288	580907
кредити, надані фізичним особам	77755	153633	268587	222538	186540	174650

Стосовно 2009-2011 років, то скорочення обсягів кредитів наданих фізичним особам відбулося за рахунок погашення іпотечних кредитів, які були надані ще до початку кризи. Поступово погашається іпотека, однак кредити на покупку нового житла практично не надаються. Припинено кредитування населення в іноземній валюті.

Більш стрімкими темпами зростає видача кредитів юридичним особам.

Серед українських банків за обсягом кредитного портфеля першу позицію займає ПриватБанк (95554,7 млн грн. - кредити юридичним особам та 24348,9 млн грн. - фізичним особам). ПриватБанк є найбільш привабливим банком для фізичних та юридичних осіб на фінансовому ринку України. За даними дослідження GFK Ukraine, кожний третій клієнт банківської системи України користується послугами ПриватБанку, а кожний четвертий вважає його своїм основним банком.

Рейтинг провідних банків України залежно від розміру та структури кредитного портфелю відображено на рис. 6 [6].

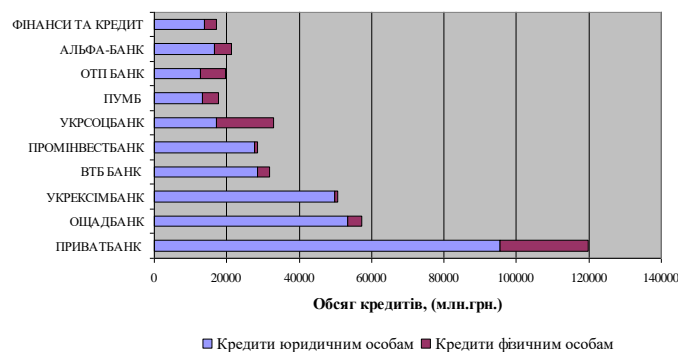


Рис. 6. Рейтинг банків України за показником структури кредитного портфелю

На сьогодні банківська система України продовжує демонструвати від'ємний фінансовий результат. Починаючи з 2009 р. деякі з банків України так і не зуміли вийти на рентабельну діяльність (табл. 3). Головним «баластом», який стримує українські банківську систему на шляху до прибутковості, виступають проблемні банки.

Таблиця 3

Найбільш збиткові банки України за підсумками 2011 року

Банк	Чистий збиток/прибуток на 1.10.2011 р., млн грн.	Чистий збиток на 1.01.2012 р., млн грн.
УкрСиббанк	-1 394, 631	-3 717, 329
Укргазбанк	-3 599, 471	-3 613, 984
Родовід Банк	-1 073, 686	-1 399, 093
Форум	-429, 722	-777, 209
Кредитпромбанк	-728, 416	-683, 808
Піреус Банк	-641, 108	-649, 574
Сведбанк	86,825	-520, 220
VAB Банк	-301, 872	-497, 361
Universal Bank	-319, 298	-418, 667
Інпромбанк	-313, 171	-406, 742

Найбільш збитковим у 2011 р. був Укргазбанк (-3 599, 471 млн грн.), а на початок 2012 р. - УкрСиббанк (-3 717, 329 млн грн.) [3].

За підсумками 2011 року сукупні збитки українських банків склали 4843 млн грн.

Найбільш прибутковим (табл.4) на 01.01.2012 р. є Приватбанк (1 425, 816 млн грн.). Друге та третє місця належать ОТП Банку (581760 млн грн.) та ВТБ банку (581 525 млн грн.) [3].

Найприбутковіші банки України за підсумками 2011 року

Банк	Чистий прибуток на 1.10.2011 р., млн грн	Чистий прибуток на 1.01.2012 р., млн грн
ПриватБанк	979, 718	1 425, 816
ОТП Банк	444, 903	581, 760
ВТБ Банк	385, 166	581, 525
Ошадбанк	384, 937	530, 991
Дельта Банк	518, 909	469, 338
Сітібанк (Україна)	270, 270	409, 216
Перший Український Міжнародний Банк	160, 754	268, 155
Сбербанк Росії (Україна)	146, 280	257, 081
Corporate and Investment Bank Credit Agricole Kiev	135,830	194, 311
Банк "3/4"	176, 112	192, 286

Висновки та напрямок подальших досліджень. Підсумовуючи, слід зазначити, що на сьогодні банківська система України має ряд проблем, серед яких:

недовіра населення до банківської системи;

велика частка проблемних кредитів у кредитному портфелі комерційних банків, що зумовлює низьку ліквідність банків, існування багатьох збиткових банків із "негативним" кредитним портфелем, банків, які перебувають у стані фінансового оздоровлення або у стані ліквідації;

недостатній рівень кваліфікації менеджерів і спеціалістів та брак досвіду кадрового персоналу;

висока концентрація капіталу у групі найбільших банків, що може призвести до розширення практики домовленостей і змов великих банків між собою у проведенні своєї діяльності, наприклад, у встановленні цін на банківські послуги;

низький рівень конкурентоспроможності банківського сектору;

низька якість надання послуг за їх високої вартості;

проблема браку наукових рекомендацій щодо вибору сфер діяльності, пунктів та місць розташування банків, слабка наукова обґрунтованість аналітичної бази, недостатня увага до стратегічних проблем розвитку.

На нашу думку головна проблема банківської системи в Україні - це проблема довіри. Для відновлення довіри необхідно вжити такі заходи:

стабілізувати політичну ситуацію в країні;

стабілізувати курс гривні, що буде сприяти відновленню довіри населення до національної грошової одиниці України;

збільшити розмір Фонду гарантування вкладів фізичних осіб тощо.

Банкам насамперед слід зосередитися на своїй репутації, а репутацію банку створюють його працівники. У такому випадку треба звернути увагу на навчання персоналу, підвищення його кваліфікації, підвищити вимоги щодо набору нового персоналу.

Також важливим є ставлення до банку його клієнтів. Тому для популяризації банківських послуг серед населення необхідно використовувати різні нестандартні заходи маркетингу.

Список літератури

1. Закон України «Про банки і банківську діяльність» в редакції від 18.12.2011. - Режим доступу: <http://zakon1.rada.gov.ua/laws/show/2121-14>
2. Економічна енциклопедія: У трьох томах. Т. 1 / Редкол.: **С. В. Мочерний** (відп. ред.) та ін. - К.: Видавничий центр «Академія», 2000. - 864 с.
3. НБУ назвав найбільш прибуткові та збиткові банки за результатами 2011 року. - Режим доступу: http://ua.prostobank.ua/depoziti/novini/nbu_nazvav_naybilsh_pributkovi_ta_zbitkovi_banki_za_rezultatami_2011_roku
4. **Онищенко В.О.** Основи банківської справи : навч. посібн. - Полтава: Вид-во ПДТУ, 1999. - 163 с.
5. Організація діяльності комерційних банків: Підручник / **Г.І. Кравцова, Н.К. Василенко, І.К. Козлова** та ін; Під ред. **Г.І. Кравцової**. 2-е вид., Перероб. і доп. - Мн.: БГЕУ, 2002. - 504с.
6. Рейтинг банків України. - Режим доступу: forinsurer.com/ratings/banks/
7. Сайт Національного банку України. - Режим доступу: <http://www.bank.gov.ua/>
8. Українці тримають на руках \$50-70 млрд. - Режим доступу: <http://tyzhden.ua/News/36894>

Рукопис подано до редакції 21.03.12

УДК 65.012.4:330.43

В.О. УДОВЕНКО, О.О. УДОВЕНКО, кандидати техн. наук, доценти,
В.В. ЖУК, О.О. СКРИННИК, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

СТРАТЕГІЇ УПРАВЛІННЯ КОНФЛІКТОМ В ЕКОНОМІЧНІЙ СИСТЕМІ

Розглядаються стратегії поведінки в конфлікті, пропонується: вибрати комбіновану стратегію, пропонується новий підхід до ідентифікації і позиціонування конфліктних зон - підхід на основі подання зон конфліктності з використанням апарату нечіткої логіки.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Однією з характерних і суттєвих рис громадського, соціально-економічного процесу є розмаїття, різноплановість інтересів та наявність сторін, які є носіями таких інтересів. При протистоянні інтересів виникає конфлікт, що потребує додаткових витрат ресурсів та енергії конфліктуючими сторонами. Мінімізація витрат на конфлікт та управління конфліктом з метою досягнення бажаного результату є актуальною задачею. Розвиток конфліктів у сучасному суспільстві досяг того рівня, коли виникає нагальна проблема в розробці ефективних методів управління організаційними системами різного призначення та різних рівнів.

Тому дослідження, що направлені на аналіз, моделювання та управління конфліктами мають велике господарське значення.

Дане дослідження включає в себе елементи конфліктології [1,3,4], а також є продовження досліджень системних характеристик функціонування економічних об'єктів у трансформаційній економіці [2].

Аналіз досліджень і публікацій. У роботі [2] вже були виокремлені поняття конфліктності системи та конфліктності окремого елемента у системі, що дало можливість подальшому розвитку науки про конфлікти у системі.

Було визначено, що конфлікт між елементами системи – це джерело прогресу, що призводить до трансформації системи, та отже до створення нової системи, тобто спонукає систему до переходу до нового атратора.

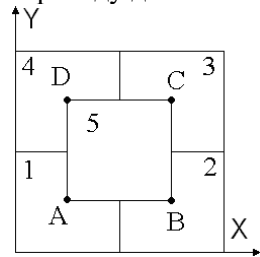


Рис. 1. Стилі поведінки об'єкту системи у конфлікті (X – міра задоволення власних інтересів, Y – міра задоволення інтересів іншої сторони)

Також доведено, що для аналізу конфліктності елемента системи доцільно застосовувати підхід Томаса-Кілмена, що вивчав стратегію поведінки людини у конфлікті.

Висунуто гіпотезу, що мірою конфліктності елемента системи можуть виступати міри, що застосовуються для вимірювання ризику: математичне сподівання, середньоквадратичне відхилення, семіваріація, семіквадратичне відхилення.

Також описані математично конфліктні зони у моделі Томаса-Кілмена згідно класичного підходу.

Постановка завдання. Як нами зазначалося у [1], стиль поведінки у конкретному конфлікті визначається тією мірою, в якій конфліктуючий елемент хоче задовольнити власні інтереси (діючи пасивно чи активно), та інтереси іншої сторони (діючи спільно, або індивідуально). У класичному вигляді можна представити стилі поведінки у вигляді сітки Томаса-Кілмена (рис. 1), що дозволяє визначити місце назву для кожного з 5 основних стилів розв'язання конфліктів.

Як нами зазначалося у [2], в конфліктології звичайно виділяють п'ять головних стратегій управління конфліктом:

Ухилення (низька міра задоволення власних інтересів - X , низька міра задоволення інтересів іншої сторони - Y);

Конкуренція (велика міра задоволення власних інтересів - X , низька міра задоволення інтересів іншої сторони - Y);

Співробітництво (велика міра задоволення власних інтересів - X , велика міра задоволення інтересів іншої сторони - Y);

Пристосування (низька міра задоволення власних інтересів - X , велика міра задоволення інтересів іншої сторони - Y);

Компроміс (середня міра задоволення власних інтересів - X , середня міра задоволення інтересів іншої сторони - Y).

На нашу думку, на практиці не варто вибирати тільки одну з стратегій та їй вперто слідувати. Успішною буває комбінована стратегія. Ну, щоб до неї прийти, слід володіти всіма п'ятьма та знати у яких ситуаціях їх застосовувати.

Також доцільно переглянути існуючий підхід щодо границь конфліктних зон.

Викладення матеріалу та результати. Для цього розглянемо кожну з п'яти стратегій більш детальноше.

1. *Стратегія ухилення.* Головний тезис цієї стратегії - «У Багдаді все спокійно! Насправді конфлікту немає!». Конфлікуючий елемент всіляко демонструє опоненту власне нерозуміння його конфліктних намірів. Словами, інтонацією, манерою розмови, жестами показує протилежну наступне:

Насправді немає проблеми;

Якщо й є проблема, то вона дріб'язкова;

Це не моя проблема, принаймні, для мене - це не проблема;

Це справа ненайпершої важливості, принаймні, для мене;

Не хочу в цьому брати участь;

У мене немає повноважень, це не в моїй владі;

Мені здається, ви будете якусь незрозумілу мені гру, а я не хочу програти;

Я боюся невідомості, тому не задумую ніяких активних кроків;

У мене вже була подібна ситуація - вона погано закінчилася, тому я більше нічим подібним займатися не хочу;

У мене немає ресурсів: грошей, часу, персоналу, обладнання, енергії;

Навіщо «розгойдувати човен»?

Навіщо «робити з мухи слона»?

Боюся, що мене будуть прямо пов'язувати з цією проблемою або з учасниками конфлікту, а це пошкодить моему імені (статусу, здоров'ю та ін.).

Час - найкращий лікар;

Конфлікт неприємний і руйнівний, тому давайте від нього відмовимося, в принципі.

Коли ефективна ця стратегія? Звичайно, коли немає явної, активної загрози з протилежного боку. Стратегія уникнення корисна, коли конфлікуючий елемент збирає інформацію про супротивника, свідомо тягнете час, збираючи власну армію.

Ця стратегія пропонує конфлікуючому елементу роль «миролюбного обивателя». В очах свого опонента він стає безпечним, і опонент може розслабитися, не чекаючи від елемента підступу. У конфлікуючого елемента з'являється можливість вивчити свого супротивника в ситуації, коли той відчуває себе сильнішим за першого. Як він себе почне вести? Відчує він свою перевагу? Продемонструє він власну «крутизну»? Перший гравець все це побачить.

Крім того, стратегія уникнення дає конфлікуючому елементу можливість не брати на себе відповідальність за конфлікт. Якщо конфлікуючий елемент буде дотримуватися цієї стратегії до кінця, то він завжди зможе сказати своєму опонентові: «Дозвольте, не я розв'язав цей конфлікт! Згадайте, я завжди говорив вам, що не варто робити з мухи слона! Але ви наполягали - тепер вся відповідальність лежить на вас».

Стратегія уникнення дає конфлікуючому елементу психологічний захист. Але коли конфліктна ситуація починає представляти реальну загрозу для конфлікуючого елемента - дана стратегія неефективна.

2. *Стратегія конкуренції.* Ця стратегія є зворотною попередньої. Її девіз: «І все-таки я тебе зроблю!» Або «А ти хто такий?!». Стратегія конкуренції передбачає, що конфлікуючий елемент буде «грати біцепсами» перед супротивником, всіляко демонструючи власну силу і невразливість. Конфлікуючий елемент показує і доводить противнику, що йому легко без доброї волі противника вирішити конфлікт на свою користь. На кожен його випад, конфлікуючий елемент дає по десять ударів у відповідь.

До речі, ця стратегія не заперечує такий чудовий хід як Блеф. Або хитрість. Необов'язково ця стратегія веде до розв'язування «військових дій». Коли супротивник першим починає демон-

струвати власну перевагу, конфліктуючому елементу доводиться показати йому, що я теж «не ликом шитий». Противник розуміє силу конфліктуючого елементу і стає більш поступливим.

Є люди, спочатку схильні до прояву саме цієї стратегії. Вони ведуть себе так з кількох причин:

їм легше емоційно чи ірраціонально реагувати, ніж давати добре продумані відповіді;

у них низький рівень загальної культури;

вони несуть у собі сліди колишніх конфліктів (фамільної ворожнечі і традиції помсти);

їм необхідно самоутверджуватися за рахунок інших, завжди «брати верх»;

їм властиво зневага до інших;

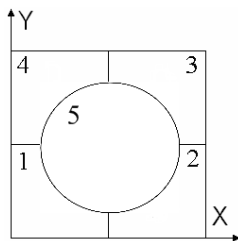
вони вважають себе носіями загальноприйнятої практики відносин в певному соціальному колі;

вони підозрілі і недовірливі до інших, особливо до сторони, яка проявляє зацікавленість;

вони відкидають цінності іншого або сприймають його поведінку як образливу для себе;

вони дотримуються подання про суперництво як про «справедливу війну».

Рис. 2. Стилі поведінки об'єкту системи у конфлікті згідно теорії кола (X – міра задоволення власних інтересів, Y – міра задоволення інтересів іншої сторони)



Якщо щось з перерахованого помічено в своєму опоненті, доцільно сприймати це як цінну інформацію про нього. Звичайно, якщо він всіляко прагне принизити конфліктуючий елемент і продемонструвати власну силу, святий обов'язок конфліктуючого елементу - поставити його на місце.

Стратегія конкуренції корисна для зміцнення власної позиції. Обравши цю стратегію, конфліктуючий елемент проводить «інвентаризацію» своїх сильних сторін і незадіяних ресурсів. Активно укладає договори з союзниками. Підключає свій талант, творче мислення, щоб на кожен випад опонента дати гідну відповідь удару.

Вибір стратегії конкуренції допоможе конфліктуючому елементу грати гідно в рамках закону і правил, зробить конфліктуючий елемент активним у захисті власних інтересів, території, сім'ї, благополуччя, іміджу.

3. Стратегія співробітництва. Девіз цієї стратегії: «Ти хороший, і я хороший, ми з тобою поважні люди!» Фундамент цієї стратегії - визнання цінності відносин конфліктуючого елементу з опонентом. Тому конфліктуючий елемент думає і про своє, і про опонентове благо, приймаючи той факт, що роздуми можуть бути помилковими або неповними. У цьому випадку конфліктуючий елемент завжди охоче вислуховує іншого.

Буває, що суперник демонструє стратегію «помилкової співпраці». Він декларує цінність наших відносин і активно нав'язує конфліктуючому елементу свою позицію за принципом «все це для твого ж блага». У конфліктуючого елементу є свої уявлення про власне благо, які опонентом не приймаються. Якщо конфліктуючий елемент потрапив в таку ситуацію - доцільно сприймати поведінку опонента без оцінки, як інформацію про його особисті особливості.

Здається, що стратегія співробітництва найкраща, найбільш ефективна, але ... вона дуже непростя для реалізації. По-перше, якщо предмет конфлікту має життєво важливе значення для конфліктуючого елементу чи його опонента, то про співпрацю не може бути й мови. За «живе», «своє», «рідне» конфліктуючий елемент буде боротися навіть з близьким другом. Конфліктуючий елемент може співпрацювати лише в тому, в чому готовий йти на поступки.

По-друге, динаміка стратегії співпраці дуже складна. Сторони можуть і боротися один з одним, і поступатися, але на тлі взаємної приязні і розуміння цінності відносин. Тут дуже тонка емоційна грань: потрібно пройти через завісу образ і подразнень, щоб спільними зусиллями вирішити проблему.

Головне - розуміти, що стратегія співпраці можлива лише тоді, коли сторони розуміють спільність проблеми і кровно зацікавлені в тому, щоб інтереси обох були враховані при вирішенні конфлікту.

4. Стратегія пристосування. Цю стратегію зазвичай вибирають, розуміючи і приймаючи переважаючу силу противника. Відповідно до цієї стратегії конфліктуючому елементу слід пристосуватися до інтересів опонента, йти на поступки, аж до власної капітуляції. Так, інтереси конфліктуючого елементу істотно страждають, або зовсім не задовольняються. Щоб противник виграв, конфліктуючий елемент повинен програти.

Варто використовувати в таких випадках:

Зваживши всі «за» і «проти», ми розуміємо, що поступки і навіть капітуляція, в принципі, не завдають нам великої шкоди, не є з нашої сторони занадто великою жертвою;

Для нас цінні самі відносини з нашим опонентом, ми бачимо їх довгострокову перспективу, хочемо уникнути наростання і поглиблення конфлікту, зробити «жест доброї волі» (наприклад, це стосується конфліктів всередині сім'ї);

Ми бачимо, що правда, дійсно, на стороні супротивника;

Ми хочемо заслужити розташування нашого опонента на майбутнє, інтуїтивно впевнені в тому, що ця людина ще зіграє в нашому житті свою позитивну роль;

Предмет конфлікту для нас не так важливий і серйозний, у нас є більш термінові справи і інтереси, і ми не хочемо витратити час і сили на цей конфлікт.

Існує ситуація, коли використання стратегії пристосування протипоказано: стратегія пристосування не застосовується, якщо ви зловили себе на прагненні позбутися від конфлікту або бажанні, щоб «все швидше скінчилося».

Бажання скоріше позбутися від конфлікту зрозуміло, але це ще одна пастка «конфлікту інтересів». Позбутися не означає вирішити. Не прийнятий виклик прийде повторно. Але кожного разу від вашої території без бою будуть забирати по шматочку. Хіба ви цього хотіли?

5. *Стратегія компромісу*. Це стратегія «взаємної поступки». Вона вибирається, коли сили сторін приблизно однакові, і необхідно знайти «баланс інтересів» на тлі «середньої ворожнечі». Це тонка і неоднозначна стратегія, що потребує певної майстерності та прояву дипломатичності.

Компромід не слід вважати способом вирішення конфлікту. Компромід - це етап на шляху пошуку прийнятної рішення проблеми. Іноді компромід може вичерпати проблемну ситуацію. Це відбувається при зміні обставин, що викликали напруженість.

Наприклад, два співробітники претендували на одну й ту ж посаду, яка повинна звільнитися через півроку. Але через три місяці її скоротили. Предмет конфлікту зник.

Компромід має активну і пасивну форми. Активна форма компромісу може виявлятися в ув'язненні чітких договорів, прийняття якихось зобов'язань тощо.

Пасивний компромід - це не що інше як відмова сторін від активних дій в існуючих умовах. Пасивний компромід - це тимчасове перемир'я. У попередньому прикладі компромід між двома співробітниками полягав у тому, що ніхто з них не робив ні прямих, ні непрямих активних дій по відношенню один до одного. Через три місяці посаду, на яку вони претендували, була скорочена, кожен залишився при своїх інтересах, а відсутність непотрібних «баталій» дозволило зберегти між ними нормальні стосунки.

Іноді ми досягаємо компромісу на основі невірних образів. Один зрозумів одне, інший - інше. Але те, що вони самі зрозуміли, їх задовольнило, хоча кожен мав на увазі щось своє. Той уявний компромід дає відстрочку, але не вирішує проблеми. Але в «конфлікті інтересів» перепочинок не завадить.

Зрозуміло, що стратегія компромісу не псує міжособистісних відносин. Більш того, вона сприяє їх позитивному розвитку.

«Ти мені - я тобі» - так народжуються взаємні поступки.

Для реалізації цієї стратегії необхідно створити поле ідей, що складається з поступок, вимог, пропозицій. Чим більше у портфелі конфліктуючого елемента буде зустрічних пропозицій, тим більше ймовірність досягнення конструктивного компромісу.

Більшість авторів, що розглядають модель Томаса-Кілмена в координатах x (власні інтереси), y (інтереси іншої сторони), наприклад А.Я. Анцупов, С.В. Баклановский [3], А.И. Шипилов [4], Е.М. Бабосов[5], стратегію компромісу представляють квадратом (рис. 1). У цьому підході, як було нами зазначено у [2], стратегія компромісу має центр ваги з координатами $(0,5; 0,5)$. Саме цьому, на нашу думку, її доцільно представити колом з центром в координатах $(0,5; 0,5)$ (рис. 2). Саме таке представлення буде більше відповідати вільності зони компромісу, оскільки ідеальний компромід - це точка з координатами $(0,5; 0,5)$, а при збільшенні відстані від неї - рівномірно збільшується ймовірність переходу в іншу зону.

Знайдемо радіус кола зони стратегії компроміс. Будемо виходити з гіпотези, що кожна стратегія має однакову площину. Оскільки всього існує п'ять стратегій, то площина стратегії компромісу S_5 буде дорівнювати

$$S_5 = S_{\Sigma} / 5, \quad (1)$$

де S_{Σ} - загальна площина всіх стратегій.

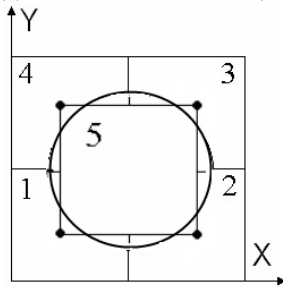


Рис. 3. Стили поведінки об'єкту системи у конфлікті згідно комбінованої теорії (X – міра задоволення власних інтересів, Y - міра задоволення інтересів іншої сторони)

Оскільки значення x та y приймають значення

$$\begin{cases} 0 \leq x \leq 1 \\ 0 \leq y \leq 1 \end{cases}, \quad (2)$$

то $S_{\Sigma} = 1$, тоді з легкістю можна сказати, що $S_5 = 1/5$.

Знаючи формулу площини кола

$$S = \pi r^2, \quad (3)$$

та виходячи з попередніх тверджень, знайдемо радіус кола

$$r = \sqrt{1/5\pi} = 0,252377. \quad (4)$$

Тоді рівняння окружності, що обмежує зону стратегії компроміс буде мати вигляд

$$(x - 0,5)^2 + (y - 0,5)^2 = 0,063694. \quad (5)$$

Тепер накладемо рис. 1, 2, та отримаємо представлення згідно двох підходів: класичного та нашого (див. рис. 3).

У комбінованому підході, що зображено на рис. 3 додатково з'являються 4 перехідні зони: 1-5 (ухилення-компроміс), 2-5 (конкуренція-компроміс), 3-5 (співробітництво-компроміс), 4-5 (приспосовування-компроміс).

Для детального дослідження цих зон доцільно використовувати апарат нечіткої логіки [6], але для спрощення приймемо гіпотезу, що ймовірність використання в цій зоні кожної з двох граничних стратегій - 0,5.

Висновки та напрямок подальших досліджень. На практиці не варто обирати тільки одну з стратегій та їй уперто слідувати. Успішною буває комбінована стратегія. Та, щоб до неї прийти, слід володіти всіма п'ятьма та знати у яких ситуаціях їх застосовувати.

Більшість авторів, що розглядають модель Томаса-Кілмена в координатах X (власні інтереси), Y (інтереси іншої сторони) стратегію компроміс представляють квадратом. Але, на нашу думку, її доцільно представити колом з центром в координатах (0,5; 0,5).

У комбінованому підході, що виникає при накладанні нашого та класичного підходів, додатково з'являються 4 перехідні зони: 1-5 (ухилення-компроміс); 2-5 (конкуренція-компроміс); 3-5 (співробітництво-компроміс); 4-5 (приспосовування-компроміс).

Для детального дослідження цих зон доцільно використовувати апарат нечіткої логіки, але для спрощення приймемо гіпотезу, що ймовірність використання в цій зоні кожної з двох граничних стратегій - 0,5.

Список літератури

1. Удовенко В. О. Моделирование поведения элементов экономической системы у конфликте // Вісник Криворізького економічного інституту КНЕУ ім. Вадима Гетьмана. - № 3 (23), 2010. - с. 37-42.
2. Удовенко В. О. Моделирование системных характеристик у трансформационной экономике. Монография. - Кривий Ріг: Мінерал, 2010. - 548 с.
3. Анцупов А. Я., Баклановский С. В. Конфликтология в схемах и комментариях: Учебное пособие. - СПб.: Питер, 2005. - 288 с.
4. Анцупов А. Я., Шипилов А. И. Конфликтология. Учебник. 3-е изд. СПб.: Питер, 2007. - 594 с.
5. Бабосов Е. М. Конфликтология. Мн.: Тетра-Системс, 2000.
6. Матвійчук А. В. Моделирование экономических процессов із застосуванням методів нечіткої логіки: Монография. - К.: КНЕУ, 2007. - 264 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 336.02:338

О.М. БРАДУЛ, д-р екон. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»
М.О. ЮНАЦЬКИЙ, здобувач, Житомирський державний технологічний університет

ДЕРЖАВНИЙ ФІНАНСОВИЙ АУДИТ В УКРАЇНІ

У статті досліджено теоретичні основи державного фінансового аудиту: мету, завдання, постулати, які скориговано відповідно до системи управління державними фінансами.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Ефективне використання бюджетних коштів залишається однією з важливих проблем виконання бюджету як для України, так і більшості країн світу. Реалізація ефективної політики у сфері державних фінансів посідає важливе місце у процесі регулювання економічного розвитку держави. Тільки належне застосування новітніх форм державного фінансового контролю, до яких відноситься державний фінансовий аудит, в управлінні фінансовими ресурсами надасть можливість створити необхідні передумови для здійснення в державі ефективної економічної політики.

Актуальність теми дослідження викликана тим, що в сучасних умовах розвитку все більше наголошується на необхідності оцінки ефективності та результативності управління державними ресурсами. Мова йде про модернізацію контролю, який би мав спрямованість на проведення глибокого аналізу та оцінки системи державного управління в різних сферах з точки ефективності, результативності, а не тільки встановлення законності операцій та цільового використання коштів, як це традиційно прийнято під час інспектування. Тим більше, що без ефективної системи контролю в системі державного управління неможлива побудова високорозвиненої, демократичної держави.

Досі не розроблена Концепція становлення і розвитку єдиної системи державного фінансового аудиту. Для вирішення зазначених проблем та ефективного управління фінансовими потоками, забезпечення координації діяльності контрольних органів передусім необхідно методологічно обґрунтувати і на цій основі законодавчо закріпити розподіл контрольних повноважень та функцій зовнішнього та внутрішнього державного фінансового аудиту. Ці два види контролю зобов'язані створити у своїй сукупності єдину систему, яка функціонує за затвердженими правилами, принципами, процедурами здійснення контрольно-ревізійної та експертно-аналітичної діяльності.

На даний момент, базуючись на конституційних засадах державного устрою, управління й контролю, з-поміж контролюючих та наглядових органів в окрему групу виділяють суб'єктів державного фінансового аудиту спеціальної компетенції, до яких віднесено Рахункову палату, органи державної контрольно-ревізійної служби та підрозділи внутрішнього контролю й аудиту органів державного управління, а також Рахункову палату Верховної Ради Автономної Республіки Крим.

Отже, наукове обґрунтування та практичне застосування державного фінансового аудиту, як новітньої форми фінансового контролю є доцільним з позицій необхідності підвищення обґрунтованості бюджетних програм та покращення якості їх виконання, а також підвищення дієвості державного внутрішнього фінансового контролю, що сприятиме зміцненню фінансово-бюджетної дисципліни, забезпеченню ефективності, доцільності та економічності управління фінансовими та матеріальними ресурсами держави.

Аналіз досліджень та публікацій. Проблеми методології та організації аудиту були висвітлені у працях як вітчизняних учених, так і зарубіжних. Втім, необхідно відзначити, що сучасні умови ставлять нові завдання, вимагають комплексного підходу до розв'язання проблем зовнішнього контролю, пов'язаних зі зміною організаційних і методичних підходів управління державними фінансами в Україні.

Питання класифікації та принципів побудови державного фінансового аудиту в системі державного фінансового контролю знайшли відображення в публікаціях багатьох вітчизняних вчених: П.К. Германчука Є.В., Мниха Н.І., Рубан, М.І. Сивульського, І.Б. Стефанюка та ін.

Однак, незважаючи на зусилля науковців та практиків, на шляху розвитку державного фінансового аудиту помітним є ряд проблем, які потребують подальшого дослідження.

Державний фінансовий аудит - це новий напрям у роботі державної контрольно-ревізійної служби (далі - ДКРС) та Рахункової палати України, який законодавчо ще не в усьому захищений: не визначена відповідальність керівника об'єкта аудиту за недопущення державних аудиторів на об'єкт, за ненадання їм необхідної інформації та нехтування пропозиціями, отриманими за результатами аудиторської перевірки.

А головна проблема, на наш погляд, полягає у недостатньому розумінні змісту державного фінансового аудиту, його класифікації для цілей і прийомів контрольною перевірки, відсутності єдиних принципів функціонування та їх абсолютне нехтування.

Постановка завдання. Метою статті є дослідження теоретичних основ становлення і розвитку державного фінансового аудиту в Україні. Визначення концептуальних основ його формування та поділу на види, а також розвиток його методологічної основи за рахунок впровадження системи постулатів аудиту, що забезпечить його достовірність та підвищить ефективність.

Викладення матеріалу та результати. Управління державними фінансами представляє собою форму довіри. Тому з часів Римської імперії концепція та процес аудиту тісно пов'язані з державним фінансовим управлінням.

Аудит є частиною регуляторно-правової системи і має на меті виявлення шляхом збору доказів та надання оцінки:

- відступів від прийнятих стандартів обліку;
- порушення принципів обліку;
- порушення законності;
- неефективності використання, людських, фінансових та інших ресурсів;
- не результативності діяльності;
- неекономічності фінансового управління.

Інститут державного аудиту є новим явищем в Україні, становленню якого передувало прийняття Бюджетного кодексу. Легітимності державний аудит набув після внесення наприкінці 2005 р. відповідних змін до законодавства України, де позиціонується як "державний фінансовий аудит".

Одним з основних принципів, на якому тримається бюджетна система України, - це принцип ефективності. Під ефективністю «Бюджетний кодекс України», що прийнятий 21.06.01 р. за № 2542-111, розуміє наступне: «при складанні та виконанні бюджетів усі учасники бюджетного процесу мають прагнути досягнення запланованих цілей при залученні мінімального обсягу бюджетних коштів та досягнення максимального результату при використанні визначеного бюджетом обсягу коштів».

Результативність діяльності слід визначати як ступінь досягнення цілей і співвідношення запланованих результатів діяльності до фактичних.

Економічність визначається як мінімізація витрат, здійснюваних при тій чи іншій діяльності із збереженням якості результату.

Досягнення перших трьох цілей, відповідно до класифікації, що визначена INTOSAI, входять до задач аудиту законності і правомірності, а три решта - до аудиту результативності.

Аудит здійснюється для того, щоб була змога:

- життя коригуючих заходів в кожному окремому випадку виявлених порушень законності і правильності, а також не результативності;
- притягнення до відповідальності осіб, винних прямим чи непрямым чином в порушеннях, що сталися;

Ця вимога повністю узгоджується з принципами бюджетної системи України, що викладені в статті 7 « Бюджетного кодексу», зокрема з принципом відповідальності учасників бюджетного процесу: «кожен учасник бюджетного процесу несе відповідальність за свої дії або бездіяльність на кожній стадії бюджетного процесу».

отримання компенсації шкоди, заподіяної такими порушеннями;

- життя заходів для попередження або усунування можливості реалізації таких порушень в подальшому.

Упорядковане та ефективне використання державних коштів є однією з головних передумов належного розпорядження державними фінансами та ефективності рішень, що приймаються міністерствами та іншими державними органами.

Для досягнення цієї мети й був створений державний аудит, метою якого є забезпечення:

1. Належного та ефективного використання державних коштів;
2. Розвитку ефективного фінансового управління;
3. Належного ведення адміністративної діяльності;
4. Передачі інформації державним органам влади і навіть широкому загалу через публікації та звіти.

Філософія аудиту та цілі Рахункової Палати та Державної контрольно-ревізійної служби визначають зміст вибіркової та повної аудиторської перевірки, а також стандарти, якими має керуватись аудитор.

Окрім цього Рахункова палата, на вимогу Парламенту, може виконувати завдання, що не стосуються аудиту, такі як, наприклад, спеціальні огляди та дослідження, а також проводити спеціальні розслідування.

Більшість проблемних питань, які виникають в методиці та організації державного фінансового аудиту, на власну думку автора статті, пов'язані із нехтуванням фундаментальних основ аудиту, які ґрунтуються на відповідних постулатах.

В основі будь-якої діяльності лежать постулати. Постулат - це положення, прийняте як істинне доти, поки не буде доведено інше. Постулати повинні бути очевидні, навіть якщо їхня істинність не може бути доведена. Звідси їх величезне практичне значення.

Уперше систему восьми постулатів аудиту сформулювали американці Р.К. Маутц і Г.А. Шараф у 1961 р., і доповнили постулатом К. Робертсона (9) і Т. Лімперга (10) [6].

Однак, автори ідеї виходять з іншої системи постулатів. Умовно можна сказати, що концепція американських авторів - це постулати довіри, а доцільніше виходити з концепції недовіри.

Усвідомлення змісту постулатів винятково важливо в зв'язку з тим ризиком, що виникає в аудитора, що приступає до перевірки в державному секторі економіки.

Внутрішній та зовнішній державний фінансовий аудит відрізняються один від одного, але виконують взаємодоповнюючі ролі та мають такі цілі:

1. Зовнішній державний фінансовий аудит, що здійснюється Рахунковою палатою України (Вищим органом фінансового контролю - в інших країнах) Державний фінансовий аудит, що здійснюється в Україні Головним Контрольно-ревізійним управлінням також є формою зовнішнього державного фінансового аудиту. Відповідно до положень «Бюджетного кодексу», що викладені в статті 26: «Зовнішній контроль та аудит фінансової та господарської діяльності бюджетних установ здійснюються Рахунковою палатою - в частині контролю за використанням коштів Державного бюджету України, Головним контрольно-ревізійним управлінням України - відповідно до його повноважень, визначених законом»:

надає незалежну інформацію, гарантії та консультації Верховній Раді (Парламенту);

проводить аудит (і в багатьох випадках завіряє) фінансову звітність кожного міністерства;

вивчає законність та обґрунтованість державних видатків;

оцінює економічність та ефективність програм, проектів та діяльності, що фінансуються за державні кошти;

гарантує, що фінансова звітність «є точною та правдивою», і що вона «готується згідно вимог бухгалтерського обліку», за умови, якщо Вищий орган фінансового контролю повинен надати свою думку про фінансову звітність

2. Державний внутрішній фінансовий аудит, що здійснюється внутрішньовідомчими управліннями (відділами), слід зауважити, що робота внутрішніх аудиторів оплачується міністерствами, тому вони не мають тієї незалежності, яку мають зовнішні аудиторі:

оцінюють ефективність контролю внутрішнього управління в межах кожного міністерства;

оцінюють ризики фінансової системи, визначають її слабкі місця та надають рекомендації вищій посадовій особі міністерства щодо вдосконалення фінансової системи;

займаються фінансовими та не фінансовими системами та можуть перевіряти досягнення міністерствами оптимального співвідношення «ціна-якість».

Стаття 26 «Бюджетного кодексу» визначає наступні цілі та задачі внутрішнього фінансового контролю:

постійну оцінку достатності та відповідності діяльності бюджетної установи вимогам внутрішнього фінансового контролю;

оцінку діяльності на відповідність результатів встановленим завданням та планам;

інформування безпосередньо керівника бюджетної установи про результати кожної перевірки (оцінки, розслідування, вивчення чи ревізії), проведеної підрозділом внутрішнього фінансового контролю.

Як бачимо, відмінності у формулюванні та акцентах не приводять до принципових суперечностей між ВДФА та внутрішнім фінансовим контролем.

Необхідно відмітити, що відповідно до вимог того ж самого «Бюджетного кодексу» відповідальність за організацію ефективної системи внутрішнього контролю покладається на керівника бюджетної установи. При цьому: «Розпорядники бюджетних коштів несуть відповідальність за організацію і стан внутрішнього фінансового контролю та аудиту як у своїх закладах, так і в підвідомчих бюджетних установах».

Органи державного фінансового контролю зарубіжних країн у початковий період їх становлення виконували на основі відповідних законів значні завдання та мали досить широке коло обов'язків, пов'язаних із контролем за витратами державних коштів. Вони видавали дозвіл на надання бюджетних коштів державним органам та завіряли рахунки урядових установ, проводили перевірки правильності платежів після оплати державних витрат і звітів про використання бюджетних коштів.

У середині минулого століття органи державного фінансового контролю низки країн (зокрема, Канади та Швеції) почали проводити перевірку державних видатків не лише щодо їх відповідності до вимог законодавства, але й з точки зору суспільної корисності, тобто результатів, які суспільство отримало від законно витрачених бюджетних коштів. Поряд із фінансовим аудитом поступово почав розвиватися новий підвид контролю державного бюджету, який отримав назву «аудит адміністративної діяльності» чи «аудит ефективності». [5,6]

Аудит адміністративної діяльності (ААД) у своїй сучасній формі зародився у Швеції в середині 60-х років на основі теорії «трьох Е», тобто на тих головних елементах, які характеризують стан управління публічними ресурсами: 1) економія (economy) - ощадність, бережливість, ступінь мінімізації витрат із огляду на якість продукту - «витрати менше»; 2) ефективність (efficiency) - продуктивність, ступінь корисності споживання ресурсів для створення продукту - «витрачати добре»; 3) результативність (effectiveness) - дієвість, успішність, рівень досягнення мети - «витрачати мудро» [1].

Для проведення аудиту ефективності необхідно було здійснити перебудову організаційної структури та методів роботи контролюючих органів, головним завданням яких стало проведення перевірок результатів діяльності міністерств і відомств з досягнення поставленої перед ними мети. При цьому проведення фінансового аудиту переважно було покладено на спеціальні урядові агентства, які виконували функції державного внутрішнього контролю.

Протягом декількох наступних років Національне ревізійне бюро Швеції на основі узагальнення практичного досвіду здійснення аудиту ефективності розробило спочатку його теоретичні основи, а потім і методологію проведення перевірок ефективності діяльності державних органів [2].

Отже, досвід зарубіжних країн і майже двадцяти річна практика існування державного фінансового контролю та аудиту в Україні, дозволяють виділити два підвиди державного фінансового аудиту, який є видом державного фінансового контролю:

1. Державний фінансовий аудит законності та правомірності фінансового управління та даних бухгалтерського обліку;
2. Державний фінансовий аудит ефективності діяльності, метою якого є дослідження діяльності, що включає економічність, ефективність та результативність державного управління.

Слід зазначити, що за результатами дослідження встановлено, що для кожного підвиду ДФА притаманні властиві процедури, під якими слід розуміти офіційно встановлені порядки дій при здійсненні аудиту, які здійснюються за відповідними методичними прийомами. Хоча в науковій літературі існують інші визначення процедури [3, с.772; 4, с.63].

Отже, державний фінансовий аудит законності та правомірності фінансового управління може здійснюватися як процедура:

- 1- аудиту фінансової звітності

Цей аудит покликаний забезпечити гарантії в межах розуміння того, що фінансова звітність об'єкту аудиту чітко відображає його реальне фінансове становище.

- 2 - аудиту пов'язаних з фінансами аспектів

Такий аудит проводиться з метою встановлення наступного:
 чи подається фінансова інформація згідно встановлених або заявлених вимог;
 чи дотримується установа конкретних фінансових вимог;
 чи організована і впроваджена для належного контролю структура внутрішнього контролю за фінансовою звітністю організації та/або забезпечення збереження активів.

Найбільш складним і недослідженим питанням, через законодавчу невизначеність сутності аудиту ефективності на практиці, є термінологічна плутанина, його визначають як:

новий вид фінансового контролю;
 особливий інструмент відносин у системі державного устрою;
 нову форму державного фінансового контролю;
 новий напрям діяльності контрольних органів, подібний, наприклад, контроль-ревізійній чи експертно-аналітичній діяльності.

А, скажімо, зарубіжна практика розглядає аудит ефективності як контрольний захід, здійснюваний особливим методом, що уможливує, з одного боку, всебічну оцінку економічності, раціональності та результативності витрачання державних коштів і використання державної власності, а з іншого - ретельний аналіз діяльності органів державної влади з виконання вимог нормативно-правових актів, що визначають порядок витрачання державних коштів і використання державної власності. Результатом аудиту ефективності в цьому разі є висновок про якість виконання органом державної влади покладених на нього функцій у сфері управління фінансовими потоками держави.

Російські фахівці наголошують, що з точки зору теорії, аудит ефективності - це один із основних методів фінансового контролю, що дозволяє оцінити

ефективність управління фінансовими потоками та державною власністю, а також ефективність податкового адміністрування, виявити можливості поліпшення організації реалізації владних рішень, виробити рекомендації щодо подальших дій [5, с.66].

Якщо ж розглядати державний фінансовий аудит ефективності з практичної точки зору, то це - достатньо складна та дорога система взаємопов'язаних процедур, що охоплює значні часові рамки і вимагає, крім іншого, високої кваліфікації та професіоналізму аудиторів.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Активна дискусія щодо класифікації, форм, методів, видів і напрямів державного фінансового аудиту є переконливим прикладом необхідності формування єдиної системи державного фінансового аудиту та прийняття закону «Про державний фінансовий аудит», внесення відповідних поправок до Бюджетного кодексу України, інших нормативно-правових актів.

Нами встановлено, що виконання роботи державного аудитора залежить від існування та функціонування систем контролю, оскільки аудитор не має змоги перевірити усі операції, і тому йому необхідно буде покладатись на системи (принципи, постулати), за допомогою яких проводяться операції і формуються висновки.

Список літератури

1. Мамишев А.В. Шляхи європеїзації державного аудиту // Фінанси України. 2004. №8. - 148 с.
2. *Performance Auditing at the Swedish National Audit Bureau.* Stockholm, 1993.
3. Словник іншомовних слів [уклад. Л. О. Пустовіт та ін.]. - К.: Довіра, 2000. - 1018 с.
4. *Новий тлумачний словник української мови: у 3 т.* - К.: Вид. «АКОНІТ» 2003.
5. Мешалкина Р.Е. Аудит эффективности объективная необходимость // Финансы. 2005. №2. - С. 66 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 657.421:622

О.О. ИЗМАЙЛОВА, аспірантка, ДВНЗ «Київський національний економічний університет імені Вадима Гетьмана», Київ

АНАЛІЗ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ОСНОВНИХ ЗАСОБІВ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Проаналізовано ефективність використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств України за 2006-2011рр. Запропоновано групу показників ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів. Визначено резерви підвищення ефективності використання основних засобів залізородних комбінатів.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Гірничо-збагачувальне виробництво є фондомістким. Створення, придбання та поліпшення основних засобів на залізорудних підприємствах не обмежуються часом будівництва комбінатів, а продовжуються в період експлуатації цих промислових об'єктів. В процесі виробничої діяльності основні засоби поступово фізично і морально зношуються, що потребує проведення заходів з утримання їх в належному стані, поліпшення або оновлення. Причому збільшення рівня зносу і здійснення капітальних і поточних витрат, спрямованих на його компенсацію, відбувається незалежно від того, наскільки ефективно використовується та чи інша частина основних засобів. Зважаючи на це, дуже актуальним є аналіз рівня використання основних засобів на таких підприємствах, який дозволяє виявити резерви підвищення віддачі від використання наявної технічної бази виробництва і, як наслідок, зростання фінансових результатів діяльності підприємств. Оскільки відтворення основних засобів та ступінь їх використання на гірничо-збагачувальних комбінатах знаходяться у тісному зв'язку, то досить важливим напрямком аналізу виступає оцінювання ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів, яке потребує формування відповідного методичного апарату.

Аналіз досліджень та публікацій. Розвиток теоретичних, методологічних і методичних положень аналізу ефективності використання основних засобів, пошук способів групування та обчислення відповідних показників входять до кола наукових інтересів М.А. Болюха, Ф.Ф. Бутинця, В.М. Диви, А.Г. Завгороднього, П.В. Круша, В.І. Мацибори, Н.В.Тарасенка, В.І. Тітова, М.Г. Чумаченка та ін. Однак недостатньо вивченими залишаються питання визначення рівня використання оновлених і поліпшених основних засобів та аналізу змін ефективності використання основних засобів під впливом процесу їх відтворення на підприємствах. Тому досить корисним можна вважати доповнення методичної бази аналізу основних засобів групою відповідних показників, які можливо застосувати для аналізу ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств.

Постановка завдання. Метою статті є вдосконалення методики аналізу ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств через доповнення її показниками ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів з проведенням відповідних аналітичних розрахунків для гірничо-збагачувальних підприємств України в динаміці за ряд років.

Викладення матеріалу та результати. Аналіз ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств рекомендується здійснювати на підставі розрахунку та оцінювання динаміки традиційних узагальнюючих та часткових показників, доповнивши їх запропонованими показниками, які враховують віддачу від оновлених та поліпшених основних засобів цих підприємств та енергоефективність використання обладнання в окремих технологічних переділах (рис. 1).

Оскільки часткові показники ефективності використання обладнання потрібно визначати за кожним технологічним переділом і видами обладнання, то порівняння динамічних змін ефективності використання основних засобів залізорудних комбінатів України доцільно здійснювати за узагальнюючими показниками.

Порядок обчислення узагальнюючих показників, що традиційно використовують для такого аналізу, наведено в табл. 1. У формулах розрахунків усіх узагальнюючих показників ефективності використання основних засобів рекомендується застосовувати величину балансової вартості основних засобів (яка являє собою різницю між первісною вартістю основних засобів та величиною їх зносу) замість первісної вартості цих засобів, яку найчастіше застосовують у таких розрахунках. Такий підхід виглядає більш коректним, тому що підлягає сумніву можливість і доцільність виробництва продукції на вже спрацьованій частині основних засобів, вартість яких перенесено на раніше виготовлену продукцію. Показник фондовіддачі характеризує річний обсяг продукції у грошовому вимірнику, що припадає на 1 грн. основних засобів. Фондомісткість є оберненим показником до фондовіддачі та показує середньорічну вартість основних засобів, яка припадає на одиницю вартості продукції у грошовому виразі.

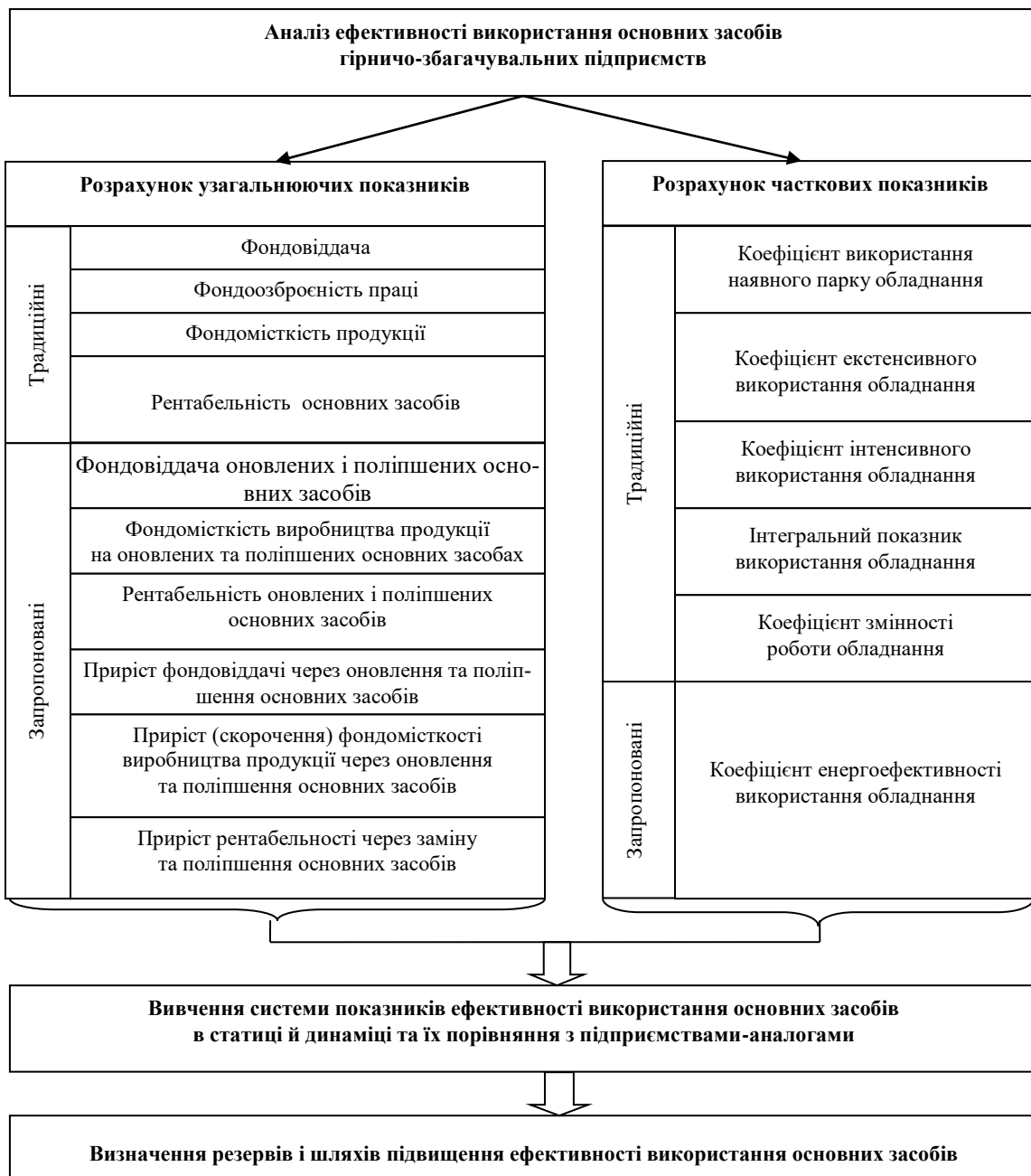


Рис. 1. Вдосконалена методика аналізу ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств

Таблиця 1

Порядок розрахунку традиційних узагальнюючих показників ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств

Показники	Формули розрахунків	Джерела інформації
1. Фондовіддача	$\frac{\text{Виручка від реалізації продукції}}{\text{Середньорічна вартість основних засобів}}$	$\Phi_{\text{в}} = \frac{\text{ф}\#2\text{р.035 Гр.3}}{\text{ф}\#1\text{р.030}(\text{Гр.3} + \text{Гр.4}) \cdot 0,5}$
2. Фондомісткість продукції	$\frac{\text{Середньорічна вартість основних засобів}}{\text{Виручка від реалізації продукції}}$	$\Phi_{\text{м}} = \frac{\text{ф}\#1\text{р.030}(\text{Гр.3} + \text{Гр.4}) \cdot 0,5}{\text{ф}\#2\text{р.035 Гр.3}}$
3. Фондоозбросність праці	$\frac{\text{Середньорічна вартість основних засобів}}{\text{Середньорічна чисельності промислово-виробничого персоналу підприємства}}$	$\Phi_{\text{оз}} = \frac{\text{ф}\#1\text{р.030}(\text{Гр.3} + \text{Гр.4}) \cdot 0,5}{\text{ф}\#1\text{р.020 Гр.1}}$
4. Рентабельність основних засобів	$\frac{\text{Чистий прибуток підприємства}}{\text{Середньорічна вартість основних засобів}}$	$R_{\text{оо}} = \frac{\text{ф}\#2\text{р.220 Гр.3}}{\text{ф}\#1\text{р.030}(\text{Гр.3} + \text{Гр.4}) \cdot 0,5}$

Динаміку фондівіддачі на гірничозбагачувальних підприємствах України за період з 2006 по 2011 рік подано на рис. 2, а фондомісткості продукції - на рис. 3.

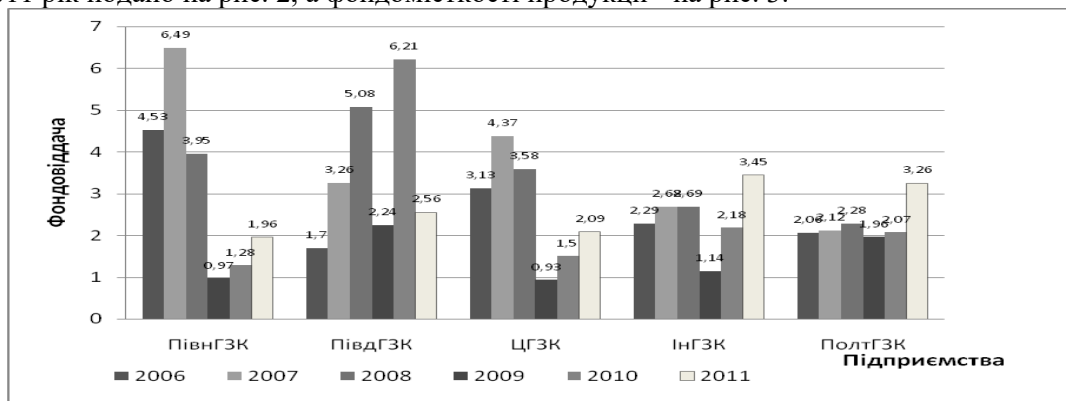


Рис. 2. Динаміка фондівіддачі основних засобів гірничо-збагачувальних комбінатів України за 2006-2011 рр.

З рис. 2 видно, що після відчутного зниження фондівіддачі у 2009 р. на всіх гірничо-збагачувальних комбінатах України внаслідок загального спаду виробництва через загострення кризових явищ у світовій економіці, у 2010-2011 рр. на всіх розглянутих підприємствах, крім Південного ГЗК, відбулось зростання цього показника, що є позитивною тенденцією. Падіння фондівіддачі у 2011 р. на Південному ГЗК пояснюється тим, що підприємство зазнало ряд санаційних заходів для виходу із стану банкрутства, в т.ч. оновлення парку технологічного обладнання, що підвищило вартість основних засобів (інвестиції в основний капітал у 4,7 рази перевищили їх обсяги в 2010р. на цьому підприємстві).

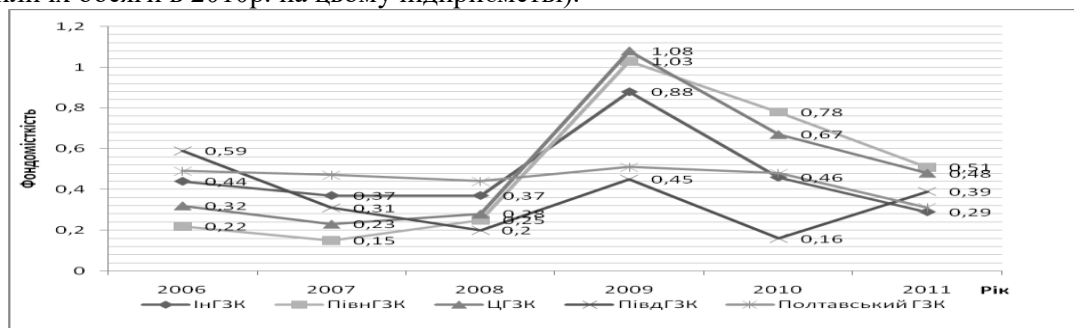


Рис. 3. Динаміка фондомісткості продукції гірничо-збагачувальних комбінатів України за 2006-2011 рр.

За даними рис. 3 можна констатувати, що вищезазначені чинники вплинули також на фондомісткість продукції, рівень якої набув найбільших значень на всіх залізородних комбінатах України в 2009 р., після чого знизився через нарощування виробництва продукції. Лише на Південному ГЗК у 2011 рр. спостерігалось зростання фондомісткості як результат інтенсивного інвестування в розвиток технічної бази, якого на підприємстві не відчувалось на відміну від інших комбінатів у попередні роки.

Фондоозброєність праці, що характеризує рівень технічної оснащеності праці промислово-виробничого персоналу, по всіх гірничо-збагачувальних комбінатах України має тенденцію до підвищення (рис. 4).

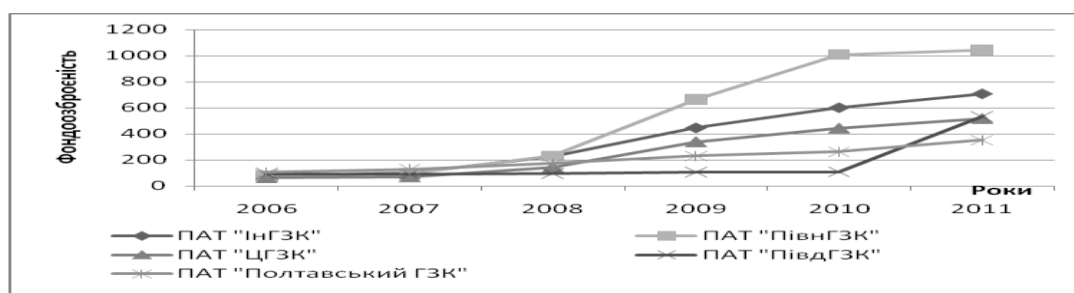


Рис. 4. Динаміка фондоозброєності праці на гірничо-збагачувальних комбінатах України за 2006-2011 рр.

Це свідчить про те, що комбінати останніми роками вкладають значні кошти в оновлення і поліпшення основних засобів, вирішуючи питання підвищення якості залізородної продукції і економії витрат на виробництво для посилення своїх конкурентних позицій, та поступово зменшують кількість зайнятих на виробництві за допомогою підвищення технічної озброєності й продуктивності праці.

Рентабельність основних засобів показує, який річний прибуток припадає на кожну гривню основних засобів. Рівень рентабельності основних засобів досяг на всіх гірничо-збагачувальних комбінатах України найнижчого значення у кризовому 2009 р. У 2010-2011 рр. намітилась тенденція до збільшення цього показника по всіх аналізованих підприємствах, крім Південного ГЗК (рис. 5).

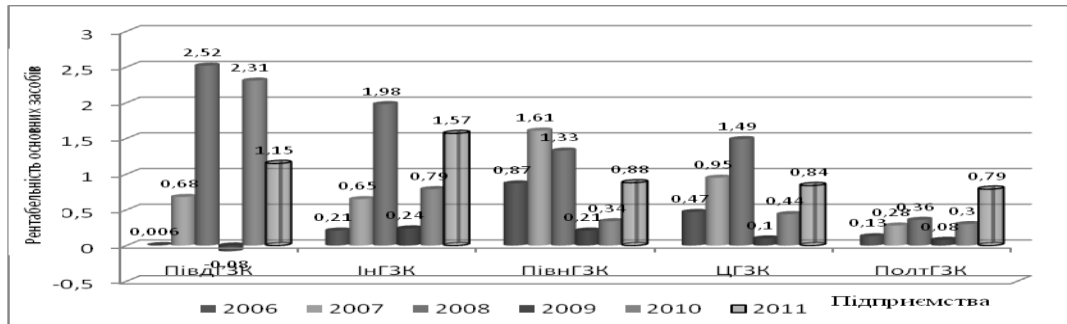


Рис. 5. Динаміка рентабельності основних засобів на гірничо-збагачувальних комбінатах України за 2006-2011 рр.

На Південному ГЗК у 2009 р. через збитковість виробництва показник рентабельності основних засобів набув навіть від'ємного значення, після чого, стрімко збільшившись, досяг додатної величини у 2010 р., але у 2011 р. трохи скоротився через зростання вартості основних засобів внаслідок інтенсивного інвестування.

На ефективність використання основних засобів значний вплив має їх відтворення шляхом оновлення і поліпшення. Тому групу традиційних узагальнюючих показників використання основних засобів пропонується доповнити показниками ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів (табл. 2).

Таблиця 2

Порядок розрахунку запропонованих узагальнюючих показників ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств

Назва показника	Характеристика показника	Формула розрахунку	Умовні позначення
1. Фондовіддача оновлених і поліпшених основних засобів $\Phi_{\text{он}}$	Визначає частку виручки від реалізації продукції, що припадає на 1 грн. оновлених та поліпшених основних засобів	$\Phi_{\text{он}} = \Delta BP / \Delta OZ_{\text{он}}$	ΔBP – приріст виручки від реалізації продукції (робіт, послуг) у звітному періоді порівняно з попереднім, тис. грн.; $\Delta OZ_{\text{он}}$ – приріст вартості основних засобів через оновлення та поліпшення, тис. грн.
2. Фондомісткість виробництва продукції на оновлених та поліпшених основних засобах $\Phi_{\text{мн}}$	Визначає частку вартості оновлених та поліпшених основних засобів, що припадає на 1 грн. приросту виручки від реалізації продукції	$\Phi_{\text{мн}} = \Delta OZ_{\text{он}} / \Delta BP$	$\Delta OZ_{\text{он}}$ – приріст вартості основних засобів через оновлення та поліпшення, тис. грн.; ΔBP – приріст виручки від реалізації продукції (робіт, послуг) у звітному періоді порівняно з попереднім, тис. грн.
3. Рентабельність оновлених і поліпшених основних засобів $P_{\text{он}}$	Визначає частку чистого прибутку, що припадає на 1 грн. оновлених і поліпшених основних засобів	$P_{\text{он}} = \Delta \Pi_{\text{ч}} / \Delta OZ_{\text{он}}$	$\Delta \Pi_{\text{ч}}$ – приріст чистого прибутку підприємства у звітному періоді порівняно з попереднім, тис. грн.; $\Delta OZ_{\text{он}}$ – приріст вартості основних засобів через оновлення та поліпшення, тис. грн.
4. Приріст фондovіддачі через оновлення та поліпшення основних засобів $\Delta \Phi_{\text{он}}$	Характеризує частку приросту виручки від реалізації продукції, що припадає на 1 грн. вартості основних засобів з урахуванням оновлення та	$\Delta \Phi_{\text{он}} = \frac{\Delta BP}{OZ_{\text{поч}} + \Delta OZ_{\text{он}}}$	ΔBP – приріст виручки від реалізації продукції (робіт, послуг) у звітному періоді порівняно з попереднім, тис. грн.; $OZ_{\text{поч}}$ – вартість основних засобів

	поліпшення		на початок звітної періоду; ΔOZ_{nt} - приріст вартості основних засобів через оновлення та поліпшення, тис. грн.;
--	------------	--	---

5. Приріст (скорочення) фондомісткості виробництва продукції через оновлення та поліпшення основних засобів (ΔF_{mn})	Характеризує частку вартості основних засобів з урахуванням оновлення та поліпшення, що припадає на 1 грн. приросту виручки від реалізації продукції	$\Delta F_{mn} = \frac{OZ_{поч} + \Delta OZ_{mn}}{\Delta BP}$	$OZ_{поч}$ - вартість основних засобів на початок звітного періоду; ΔOZ_{mn} - приріст вартості основних засобів через оновлення та поліпшення, тис. грн.; ΔBP - приріст виручки від реалізації продукції (робіт, послуг) у звітному періоді порівняно з попереднім, тис. грн.
6. Приріст рентабельності через заміну та поліпшення основних засобів (ΔP_{mn})	Характеризує частку приросту чистого прибутку, що припадає на 1 грн. вартості основних засобів з урахуванням оновлення та поліпшення	$\Delta P_{mn} = \frac{\Delta \Pi_{ч}}{OZ_{поч} + \Delta OZ_{mn}}$	$\Delta \Pi_{ч}$ - приріст чистого прибутку підприємства у звітному періоді порівняно з попереднім, тис. грн.; $OZ_{поч}$ - вартість основних засобів на початок звітного періоду; ΔOZ_{mn} - приріст вартості основних засобів через оновлення та поліпшення, тис. грн.

Результати розрахунку узагальнюючих показників ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів для ПАТ «Інгулецький ГЗК» за 2006-2011 рр. наведені в табл. 3.

Таблиця 3

Динаміка узагальнюючих показників ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів ПАТ «Інгулецький ГЗК» у 2006-2011 рр.

Назва показника	Роки					
	2006	2007	2008	2009	2010	2011
1. Фондовіддача оновлених і поліпшених основних засобів $F_{внп}$, грн./грн.	0,09	2,33	11,18	-11,47	10,96	7,27
2. Фондомісткість виробництва продукції на оновлених та поліпшених основних засобах $F_{мнп}$, грн./грн.	10,78	0,43	0,09	-0,09	0,09	0,14
Рентабельність оновлених і поліпшених основних засобів $P_{нп}$, грн./грн.	-0,30	1,37	12,99	-21,13	5,59	4,34
Приріст фондовіддачі через оновлення та поліпшення основних засобів $\Delta F_{внп}$, грн./грн.	0,01	0,34	0,08	-0,55	1,00	1,09
Приріст (скорочення) фондомісткості виробництва продукції через оновлення та поліпшення основних засобів $\Delta F_{мнп}$, грн./грн.	76,92	2,97	12,99	-1,81	1,00	0,91
Приріст рентабельності через заміну та поліпшення основних засобів $\Delta P_{нп}$, грн./грн.	-0,04	0,38	2,60	-1,02	0,52	0,65

З табл. 3 видно, що у 2006-2008 рр. відбувалось поступове зростання фондовіддачі та рентабельності оновлених і поліпшених основних засобів та скорочення фондомісткості виробництва продукції на оновлених і поліпшених основних засобах ПАТ «Інгулецький ГЗК». У кризовому 2009 р. значно погіршилась ефективність використання оновлених і поліпшених основних засобів цього підприємства. У зв'язку із суттєвим скороченням виручки від реалізації продукції і чистого прибутку підприємства порівняно з 2008 р. показники віддачі від введених до експлуатації та поліпшених основних засобів набули навіть від'ємних значень. У посткризовому 2010 р. знову намітилось збільшення фондовіддачі та рентабельності оновлених і поліпшених основних засобів з одночасним зменшенням фондомісткості виробленої на них продукції, що є позитивною тенденцією. У 2011 р. показники фондовіддачі та рентабельності оновлених і поліпшених основних засобів знову дещо знизились при збільшенні фондомісткості продукції з цих основних засобів. Це пояснюється введенням в дію у 2011 р. на Інгулецькому ГЗК другого пускового комплексу магнітно-флотаційного доведення концентрату річною потужністю 3,3 млн т концентрату на рік. Загальний бюджет проекту склав близько 40 млн дол. Сучасне обладнання комплексу дозволить комбінату збільшити випуск високоякісного концентрату преміям-класу з вмістом заліза 67 % і вище обсягом 6,5 млн т на рік. Отже, темпи зростання виручки від реалізації та чистого прибутку на ПАТ «Інгулецький ГЗК» у 2011 р. порівняно з 2010 р. поступались темпам зростання вартості основних засобів через оновлення і поліпшення, що створило надійний заділ для ефективної роботи підприємства на перспективу.

Висновки та напрямок подальших досліджень. За результатами проведеного аналізу ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств України із застосуванням запропонованої методики розрахунків виявлено позитивну тенденцію до поліпшення відповідних показників до кризи 2009 р., їх погіршення під впливом загострення кризових явищ в країні та світі, а також відновлення тенденції до покращення цих показників у пост-кризовий період 2010-2011 рр. За рекомендованими до застосування показниками ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів проаналізовано динаміку їх зміни на ПАТ «Інгулецький ГЗК». Серед резервів підвищення ефективності використання основних засобів залізрудних комбінатів найбільш вагомими є: реалізація програм по оновленню і поліпшенню технологічного обладнання, що забезпечує підвищення якості залізрудної продукції, енергоефективність діяльності та екологічну безпеку виробництва з поступовим виведенням з експлуатації фізично зношених та морально застарілих основних засобів; оптимізація рівнів завантаження наявних виробничих потужностей для прибуткової фінансово-господарської діяльності.

Перспективним напрямком подальших досліджень можна вважати аналіз взаємозв'язку між процесами відтворення і використання основних засобів залізрудних підприємств.

Список літератури

1. **Бабич О.В.** Методика виявлення путей підвищення ефективності використання основних производственных фондів промислового підприємства / **О.В.Бабич** // Менеджмент. Всё о теории и практики управления бизнесом, финансами, кадрами. – 2006. – №4. – С. 76-85.
2. **Бутинець Ф.Ф., Шкарабан С.І. та ін.** Економічний аналіз: [навч. посіб.] / За ред. проф. **Ф.Ф.Бутинця**. – Житомир: ПП «Рута», 2003. – 680 с.
3. **Діба В.М.** Облік та аналіз необоротних активів: [монографія] / **В.М.Діба**. – К.: КНЕУ, 2008. – 228 с.
4. Економіка підприємства: [підручник] / **М.Г.Грещак, В.М.Колот та ін.**; за заг. ред. **С.Ф.Покропивного**. – Вид. 2-ге, перероб. та доп. – К.: КНЕУ, 2004. – 528 с.
5. Економічний аналіз: [навч. посіб.] / **М.А.Болюх, В.З.Бурчевський, М.І.Горбатов**; за ред. акад. НАНУ, проф. **М.Г.Чумаченка**. – К.: КНЕУ, 2001. – 540 с.
6. **Круш П.В., Подвігіна В.І., Клименко О.В.** Капітал та основні засоби підприємства: [навч. посіб.]. - К.: Центр навчальної літератури, 2005. - 168 с.
7. Річна фінансова звітність ПАТ «Інгулецький ГЗК» за 2006-2011 р.р. // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://smida.gov.ua/db/participant/00190905>.
8. Річна фінансова звітність ПАТ «Північний ГЗК» за 2006-2011 р.р. // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://smida.gov.ua/db/participant/00191023>.
9. Річна фінансова звітність ПАТ «Центральний ГЗК» за 2006-2011 р.р. // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://smida.gov.ua/db/participant/00190977>.
10. Річна фінансова звітність ПАТ «Південний ГЗК» за 2006-2011 р.р. // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://smida.gov.ua/db/participant/00191000>.
11. Річна фінансова звітність ПАТ «Південний ГЗК» за 2006-2011 р.р. // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://smida.gov.ua/db/participant/00191282>

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 657.2:330.322

Я.О. ІЗМАЙЛОВ, канд. екон. наук, доц.,

Економічний інститут ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРЕДІНВЕСТИЦІЙНИЙ АНАЛІЗ У СИСТЕМІ ПІДГОТОВКИ РІШЕНЬ З ІНОЗЕМНОГО ІНВЕСТУВАННЯ

Запропоновано підхід до визначення етапів та показників для проведення передінвестиційного аналізу іноземними інвесторами, що розглядають можливість вкладення коштів у промислові об'єкти.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Для розвитку виробничо-технічної бази промислових підприємств України на інноваційних та екологічних засадах потрібні значні інвестиційні кошти. Через обмеженість вільного інвестиційного капіталу всередині країни особливу увагу слід приділяти притоку іноземних інвестицій. При цьому важливо забезпечувати узгодженість взаємних інтересів суб'єктів господарювання, що приймають капітал, та іноземного інвестора. В системі підготовки і прийняття позитивних рішень іноземними партнерами стосовно спрямування капіталу в промислові підприємства України існує потреба в проведенні передінвестиційного аналізу як приймаючою стороною, так і іноземним інвестором.

З огляду на це досить актуальним напрямком аналізу іноземних інвестицій є формування методичної бази передінвестиційного аналізу промислових об'єктів для іноземного інвестування.

Аналіз досліджень та публікацій. Питання, що стосуються методології і методики аналізу іноземних інвестицій, а також оцінювання інвестиційної привабливості країн, окремих регіонів, галузей (видів економічної діяльності), підприємств і проектів для іноземних інвесторів досить активно розглядаються у працях вітчизняних та закордонних науковців. Серед них О. Акименко, Г. Александер, О.М. Антіпов, А.М. Асаул, Дж. Бейлі, Г. Бірман, І.О. Бланк, В.П. Божко, Ф.Ф. Бутинець, М. Бутко, А. Гроппеллі, Г.І. Дібніс, С. Зеленський, В.В. Ковальов, Г.В. Козаченко, І. Ландар, М.Д. Лесечко, О.М. Ляшенко, І.Ю. Матюшенко, Е. Нікбахт, М.Г. Чумаченко, У. Шарп, С. Шмідт та ін. Разом з тим існуючі підходи до проведення передінвестиційного аналізу як одного з важливих напрямів аналізу іноземного інвестування залишаються недостатньо конкретизованими з точки зору формування системи аналітичних показників, послідовності їх визначення та взаємозв'язку між ними. З огляду на це автором статті зроблено спробу окреслити етапи передінвестиційних аналітичних розрахунків, деталізуючи набір і порядок обчислення показників на кожному етапі.

Постановка завдання. Метою статті є вдосконалення й уточнення етапів та системи показників передінвестиційного аналізу промислового об'єкта для потенційних іноземних інвесторів.

Викладення матеріалу та результати. Відповідно до Закону України «Про режим іноземного інвестування», іноземні інвестиції - це цінності, що вкладаються іноземними інвесторами в об'єкти інвестиційної діяльності відповідно до законодавства України з метою отримання прибутку або досягнення соціального ефекту. Підприємствами з іноземними інвестиціями є підприємства (організації) будь-якої організаційно-правової форми, створені відповідно до законодавства України, іноземна інвестиція в статутному капіталі яких, за його наявності, становить не менше 10 відсотків [1]. Іноземні інвестори потребують достовірної аналітичної інформації про промислові об'єкти, в які потенційно можна вкласти свої кошти, їх фінансово-економічні можливості та потребу в іноземних інвестиціях, очікувану для обох сторін економічну вигоду від іноземного інвестування. Важливими для забезпечення притоку іноземного капіталу є також інвестиційний клімат країни чи регіону розташування підприємства, що є потенційним об'єктом для залучення іноземних коштів, та інвестиційну привабливість галузі, до якої таке підприємство належить. Тому пропонується проводити передінвестиційний аналіз промислового об'єкта іноземних інвестицій у 4 етапи в послідовності, яку наведено на рис. 1.

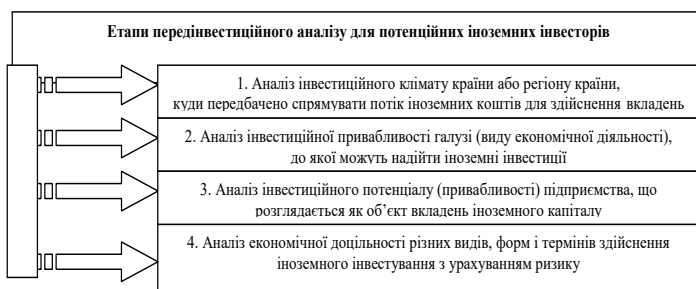


Рис. 1. Запропонований порядок проведення передінвестиційного аналізу промислового об'єкта для потенційних іноземних інвесторів

Перший етап передінвестиційного аналізу передбачає оцінювання з позицій іноземного інвестора інвестиційного клімату країни чи регіону. До теперішнього часу в економічній науці співіснують різні підходи

до аналізу інвестиційного клімату країни або регіону країни, куди можливо вкласти іноземний капітал. Так, М. Бутко, С. Зеленський, О. Акименко доводять, що інвесторів повинна цікавити наступна інформація: обсяги інвестиційних надходжень, економіко-географічне положення, природно-ресурсний, трудовий та економічний потенціали, місткість споживчого ринку, інфраструктурний та науково-технічний потенціали, інвестиційні преференції, інвестиційні ризики [2, с.33-35]. І. Ландар вважає за доцільне проводити аналіз інвестиційної привабливості країни або її окремого регіону на основі 6 груп наступних факторів: загальноекономічний розвиток, демографічний стан, інвестиційна інфраструктура, фінансова і ринкова інфраструктура, рівень екологічних і криміногенних ризиків та інтеграція у світову економіку [3, с.3-5]. А. Асаул виокремлює три групи факторів: фактори, що впливають на рівень інвестиційного потенціалу регіону; фактори, що визначають рівень некомерційних інвестиційних ризиків; фактори інвестиційної активності [4]. Інститут реформ здійснює визначення інвестиційного рейтингу регіонів на підставі 5 груп показників, які, за оцінками інвесторів, є найбільш важливими при прийнятті рішення про місце і обсяги інвестицій: економічний розвиток регіону, ринкова інфраструктура, фінансовий сектор, людські ресурси, підприємництво та місцева влада. В Європі кількість по-

казників, які враховуються при оцінці привабливості інвестиційного клімату, коливається в досить широких межах: від 9 до 381 [6]. Ряд авторів намагається врахувати якомога більше факторів та проаналізувати якомога більше коло показників, але для розрахунку деяких з них поки що не створено необхідної інформаційної бази. Серед розмаїття існуючих підходів до оцінювання інвестиційного клімату країни чи регіону, куди можливо вкласти іноземний капітал, найбільш прийнятним виглядає здійснення розрахунків за п'ятьма групами узагальнених показників, що розроблені І.О. Бланком [7, с. 96-99].

Зважаючи на це, рекомендується на першому етапі передінвестиційного аналізу використати такі показники:

рівень загальноекономічного розвитку країни або регіону, для оцінки якого визначають:

обсяг виробленої промислової продукції на душу населення;

питому вагу регіону в формуванні валового внутрішнього продукту (ВВП) та національного доходу країни;

середній рівень заробітної плати робітників країни чи регіону;

обсяги і динаміка капітальних інвестицій по країні чи регіону в розрахунку на одного жителя;

кількість підприємств у країні чи регіоні;

питому вагу збиткових (нерентабельних) підприємств в загальній кількості функціонуючих суб'єктів господарювання;

рівень розвитку інвестиційної структури регіону (оцінка цієї групи показників потрібна для розрахунку можливості швидкої реалізації інвестиційних проектів):

кількість потенційних постачальників і підрядників;

обсяги місцевого виробництва будівельних матеріалів;

виробництво енергоресурсів на душу населення;

щільність залізничних та автомобільних шляхів в розрахунку на 100 км² території;

Демографічна характеристика регіону (дану групу показників використовують для оцінки потенційного обсягу попиту населення на споживчі товари і послуги, а також можливості залучення кваліфікованої робочої сили до підприємства, в яке передбачено іноземне інвестування:

питома вага населення регіону в загальній кількості жителів країни;

співвідношення міських та сільських жителів в регіоні;

питома вага зайнятого населення;

рівень кваліфікації робітників, зайнятих в суспільному виробництві.

Рівень розвитку ринкових відносин та комерційної інфраструктури країни чи регіону (аналіз відповідної групи показників є необхідним для визначення впливу органів місцевого самоуправління на ведення бізнесу та створення відповідного підприємницького клімату):

питома вага підприємств державної форми власності в загальній кількості підприємств регіону;

кількість підприємств з іноземними інвестиціями в країні чи регіоні;

кількість фінансових установ в країні чи регіоні.

Рівень криміногенних, екологічних та інших ризиків (розраховують для визначення рівня безпеки інвестиційної діяльності в країні чи регіоні):

рівень злочинності в розрахунку на 100 тис. жителів;

питома вага підприємств з шкідливими викидами, що перевищують гранично допустимі норми, в загальній кількості промислових підприємств;

середній радіаційний фон в містах;

питома вага незавершеного будівництва в країні чи регіоні за останні 3 роки.

На другому етапі передінвестиційного аналізу пропонується визначати рівень інвестиційної привабливості галузі (виду економічної діяльності), до якої можуть надійти іноземні інвестиції, за такими групами показників:

середній рівень рентабельності для підприємств галузі (виду економічної діяльності) в динаміці за 3-5 років.

Рівень розвитку галузі (виду економічної діяльності):

кількість підприємств, що належать до аналізованої галузі (виду економічної діяльності);

питома вага галузі (виду економічної діяльності) у формуванні ВВП та національного доходу країни;

рівень державної підтримки галузі (наявність пільг в оподаткуванні, надання державних або муніципальних субсидій чи субвенцій, обсяги державних закупівель продукції підприємств галузі в динаміці за 3-5 років та ін.);

питома вага працівників галузі в чисельності економічно активного населення країни;

обсяги і динаміка капітальних інвестицій в підприємства галузі (виду економічної діяльності);

середній рівень заробітної плати на підприємствах галузі (виду економічної діяльності);

кількість підприємств галузі (виду економічної діяльності) з іноземним капіталом;

наявність та обсяги поставок продукції на експорт підприємствами галузі (виду економічної діяльності);

питома вага збиткових (нерентабельних) підприємств в загальній кількості функціонуючих суб'єктів господарювання галузі (виду економічної діяльності);

питома вага підприємств з шкідливими викидами, що перевищують гранично допустимі норми, в загальній кількості підприємств галузі (виду економічної діяльності).

Рівень галузевих ризиків (операційних, транспортних, сезонних, екологічних тощо).

На третьому етапі передінвестиційного аналізу слід оцінити інвестиційний потенціал (привабливість) підприємства, що розглядається як об'єкт вкладень іноземного капіталу. Інвестиційний потенціал підприємства являє собою сукупність інвестиційних ресурсів та невикористаних можливостей відтворення матеріальних і нематеріальних активів, які здатні перетворитися в реальні економічні та соціальні здобутки підприємства. Аналіз інвестиційного потенціалу підприємств як об'єктів, в які може бути вкладений іноземний капітал, пропонується здійснювати за показниками, що ґрунтуються на інформації основних форм фінансової звітності (табл. 1).

Таблиця 1

Перелік запропонованих аналітичних показників визначення інвестиційного потенціалу на підставі фінансової звітності промислових підприємств, в які може бути вкладений іноземний капітал

Показники	Характеристика показників	Джерела звітної інформації з розрахунку показників
1. Основні вартісні показники, що є базою для обчислення інвестиційного потенціалу		
1.1. Обсяг незавершеного будівництва	Показує обсяг незавершеного будівництва підприємства	p.020 ф.1
1.2. Обсяг капітальних інвестицій	Показує обсяг капітальних інвестицій підприємства	p.340 ф.5
1.3. Вартість необоротних активів	Показує вартість необоротних активів підприємства	p.080 ф.1
1.4. Чистий річний прибуток (збиток)	Показує обсяг чистого річного прибутку (збитку) підприємства	p.220 ф.2 або p.225 ф.2
2. Показники фінансової стійкості та структури капіталу		
2.1. Коефіцієнт концентрації власного капіталу (фінансової незалежності, автономії)	Характеризує частку власних коштів підприємства у загальній сумі коштів, що авансовані в його діяльність	p.380 ф.1 p.640 ф.1
2.2. Коефіцієнт структури покриття довгострокових вкладень	Логіка розрахунку цього показника заснована на припущенні, що довгострокові позики застосовуються для фінансування придбання основних засобів та інших капітальних вкладень. Показує, яка частина основних засобів та інших необоротних активів профінансована за рахунок зовнішніх інвесторів	p.480 ф.1 p.080 ф.1
2.3. Коефіцієнт фінансової незалежності капіталізованих джерел	Характеризує частку власних коштів підприємства в сумі власного капіталу та довгострокових зобов'язань, що авансовані в його діяльність	p.380 ф.1 p.380 ф.1+p.480 ф.1
3. Показники рентабельності капіталу		
3.1. Рентабельність власного капіталу	Показує, який прибуток отримано з кожної інвестованої власниками капіталу грошової одиниці	p.220 ф.2 або p.225 ф.2 p.380 ф.1
3.2. Рентабельність іммобілізованих активів	Показує, який прибуток отримано з кожної гривні вартості необоротних активів	p.220 ф.2 або p.225 ф.2 p.080 ф.1
3.3. Рентабельність капітального інвестування	Показує, який прибуток отримано з кожної гривні капітальних інвестицій підприємства	p.220 ф.2 або p.225 ф.2 p.340 ф.5

4. Показники впливу інвестиційної активності на рівень використання основних засобів		
4.1. Рентабельність основних засобів	Характеризує розмір чистого прибутку, що припадає на одиницю основних засобів підприємства	<u>р.220 ф.2</u> або <u>р.225 ф.2</u> р.030 ф.1
4.2. Фондовіддача	Показує, скільки отримано продукції з одиниці основних засобів підприємства	<u>р.035 ф.2</u> р.030 ф.
5. Показники узагальненої оцінки руху основних засобів як об'єктів капітальних інвестицій		
5.1. Коефіцієнт оновлення основних засобів	Характеризує інтенсивність оновлення основних засобів на підприємстві	<u>р.260 ст.5 ф.5</u> р. 031 ф.1
5.2. Коефіцієнт вибуття основних засобів	Характеризує інтенсивність вибуття основних засобів на підприємстві	<u>р.260 ст.8 ф.5</u> р.031 ф.1
5.3. Коефіцієнт придатності основних засобів	Характеризує ступінь придатності основних засобів і знаходиться як відношення залишкової вартості основних засобів до їх первісної вартості	<u>р.031 ф.1</u> р.030 ф.1

Четвертим етапом передінвестиційного аналізу іноземних інвестицій є аналіз економічної доцільності різних видів, форм і термінів здійснення іноземного інвестування з урахуванням ризику, що ґрунтується на визначенні чистої теперішньої вартості (NPV) іноземних інвестицій, їх індексу рентабельності (PI), внутрішньої норми доходності (IRR) та періоду окупності. Розуміючи під ризиком можливість того, що відбудеться деяка небажана подія [8, с.158], вимірювання кожного з його видів відбувається через розрахунок і порівняння в динаміці дисперсії (або стандартного відхилення) і коефіцієнтів варіації грошових потоків. Інвестиційні ризики підприємств включають ризики реального інвестування (пов'язані з невдалим розташуванням об'єкта іноземного інвестування, що споруджується, збоями в постачанні будівельних матеріалів і обладнання, істотним зростанням цін на інвестиційні товари, що затримує введення в експлуатацію об'єкта інвестування або знижує прибуток під час його експлуатації) і ризики фінансового інвестування (пов'язані з непередбаченим вибором фінансових інструментів для інвестування, фінансовими труднощами і навіть банкрутством окремих емітентів, непередбачуваними змінами в умовах інвестування, прямим обманом інвесторів тощо).

Висновки та напрямок подальших досліджень. Запропонований підхід до визначення етапів і показників передінвестиційного аналізу є практично корисним для іноземних інвесторів при обранні об'єктів, визначенні форм і доцільності вкладання коштів. Він відіграє важливу роль у прийнятті зважених інвестиційних рішень з урахуванням інвестиційної привабливості та існуючих ризиків для країни або її регіону, галузі (виду економічної діяльності), обраного підприємства та проекту, що підлягає реалізації із залученням іноземного капіталу.

Подальший науковий пошук доцільно зосередити на вдосконаленні всіх складових аналізу іноземних інвестицій як для інвестора, так і для підприємства, що приймає іноземні інвестиції.

Список літератури

1. Закон України «Про режим іноземного інвестування» від 19.03.1996 р. №93/96-ВР, зі змінами і доповненнями [текст] / Режим доступу: <http://zakon.rada.gov.ua/>.
2. Бутко М. Сучасна проблематика оцінки інвестиційної привабливості регіону / М. Бутко, С. Зеленський, О. Акименко // Економіка України, 2005. – № 11. – С. 30 – 37.
3. Ландар І.В. Ранжирування регіонів за рівнем інвестиційної привабливості / І.В. Ландар // Регіональні перспективи. – 1999. – № 4. – С. 3-5.
4. Асаул А. М. Систематизація факторів, характеризуючих інвестиційну привлекательность регіонів / А.М. Асаул // Регіональна економіка, 2004. – № 2. – С. 53-62.
5. Методика розрахунку інтегральних регіональних індексів економічного розвитку, затверджена наказом Державного комітету статистики України від 15.04.2003р. № 114.
6. Лесечко М.Д. Інвестиційний клімат: теорія та практика: Монографія / М.Д. Лесечко, А.О. Чемерис, О.М.Чемерис / За заг. ред. А.О. Чемериса. – Львів: ЛФ УАДУ, 2001. – 160 с.
7. Бланк И. А. Инвестиционный менеджмент / И.А. Бланк. – К.: МП «ИТЕМ» ЛТД «Юнайтед Лондон Трейд Лимитед», 1995. – 448 с.
8. Пересада А.А. Проектне фінансування : [підручник] / А.А.Пересада, Т.В.Майорова, О.О.Ляхова. – К.: КНЕУ, 2005. – 736 с.
9. Івченко І.Ю. Економічні ризики: [навч. пос.] / І.Ю. Івченко. – Київ: „Центр навчальної літератури”, 2004. – 304 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 339.564:553.31

І.Г. ЄГОРОВА, канд. екон. наук, доц.

Економічний інститут ДВНЗ «Криворізький національний університет»

КОНКУРЕНТНІ УМОВИ ЕКСПОРТНИХ ПОСТАВОК УКРАЇНСЬКОЇ ЗАЛІЗОРУДНОЇ ПРОДУКЦІЇ НА СХІДНОЄВРОПЕЙСЬКИЙ СЕГМЕНТ МІЖНАРОДНОГО РИНКУ

Проаналізовано динаміку і структуру експорту української залізорудної сировини до країн Східної Європи. Охарактеризовано місткість цільових ринків Східноєвропейських країн та частки на них українських та конкуруючих з ними іноземних виробників залізорудної продукції. Проведено порівняння залізорудної сировини українських та іноземних компаній за якісними та ціновими параметрами на розглянутому сегменті міжнародного ринку. Оцінено привабливість цільових ринків країн Східної Європи для української залізорудної продукції та розроблено рекомендації щодо посилення її конкурентоспроможності на цих ринках.

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Залізорудна промисловість, що постачає сировину металургійним підприємствам, є важливою базовою галуззю економіки України, здійснюючи відчутний вплив на функціонування національного господарства. Частка гірничо-металургійного комплексу (ГМК) у валовому внутрішньому продукті країни становить 27%. На початок 2012 року ГМК України забезпечував близько 40% валютних надходжень держави від експорту, понад 10% надходжень до державного бюджету та близько 500000 робочих місць у найбільш густонаселених регіонах України. Основними ринками збуту для гірничо-збагачувальних комбінатів України є внутрішній ринок, ринки країн Східної Європи та Китаю. Проте останнім часом на європейському ринку відбувається посилення вимог до якості залізорудної сировини. Не останню роль відіграє також ціновий чинник. З огляду на це досить актуальним є утримання та посилення конкурентних позицій українських підприємств, збереження їхньої частки на традиційному Східноєвропейському цільовому ринку, на яку несподівано претендують конкуренти з більш якісною сировиною з Бразилії, Швеції, ПАР, Австралії і Росії. Для цього важливо оцінити конкурентні умови експортних поставок і запропонувати шляхи збереження існуючих і набуття додаткових конкурентних переваг української залізорудної продукції на ринках Східної Європи.

Аналіз досліджень та публікацій. Аналізу конкурентних умов діяльності та забезпечення конкурентоспроможності підприємств на внутрішньому і міжнародному ринках присвячено велику кількість наукових праць вітчизняних і зарубіжних авторів. Розв'язанню методологічних, методичних та прикладних питань оцінювання конкурентного середовища, аналізу конкурентоспроможності підприємства і його продукції присвячені роботи І.Ансоффа, А.В.Войчака, Є.В.Крикавського, С.Ф.Покропивного, М.Портера, З.Є.Шершньової. Окремі аспекти, що стосуються чинників і умов забезпечення конкурентоспроможності продукції гірничо-збагачувальних підприємств на внутрішньому і зарубіжних ринках, висвітлено в працях Л.М.Варави, Л.Т.Дудар, В.Д.Євтехова, В.А.Ковальчука, В.О.Колосова, А.О.Кривошеєвої, С.В.Максимова, В.Я.Нусінова, Н.В.Скринько, А.М.Турила, Н.І.Рябикіної, В.В.Філенко та ін. Разом з тим крім загальних властивостей конкурентного ринкового середовища кожен цільовий сегмент міжнародного ринку має певні особливості, що підлягають вивченню і врахуванню в маркетинговій політиці та менеджменті експортоорієнтованих підприємств. Одним з таких ринкових сегментів є Східноєвропейський ринок залізорудної продукції.

Постановка завдання. Мета статті полягає у визначенні конкурентних умов експортної діяльності та наданні рекомендацій з підвищення конкурентного рівня продукції українських виробників на Східноєвропейському сегменті міжнародного ринку залізорудної сировини.

Викладення матеріалу та результати. Залізорудна сировина, виготовлена гірничо-збагачувальними підприємствами України, споживається вітчизняними металургійними підприємствами і відправляється на експорт. У 2011 р. гірничо-збагачувальні підприємства України сукупно виготовили 80763,7 тис. т залізорудної сировини, що на 2452,1 тис. т (+3,1%) більше, ніж у попередньому році. На зовнішній ринок було відправлено 34100 тис. т залізорудної сировини (42,2 % від загального обсягу виробництва), у т.ч. неагломерованої сировини - 21500 тис. т (26,6 %) і агломерованої - 12600 тис. т (15,6 %). За шість років (з 2006 р. до 2011 р.) обсяги

експорту залізорудної сировини з України зросли у 1,68 рази: з 20200 тис. т у 2006 р. до 34 100 тис. т у 2011 р. Частка неагломерованої залізорудної сировини у сукупному обсязі експорту в 2011 р. становила 63 %, агломерованої - 27 %.

Україна з 2008 р. динамічно збільшує поставки залізорудної сировини на зовнішній ринок. У 2011 р. її експорт зріс на 4 % (+1,4 млн т) порівняно з 2010 р. і становив 34,1 млн т. Українська залізорудна сировина експортується до 20 країн світу. Проте основними ринками збуту для вітчизняних гірничо-збагачувальних підприємств залишаються країни Східної Європи (традиційний ринок) та Китай (новий ринок).

У 2011 р. географічна структура експорту української залізорудної сировини була наступною: 13985,6 тис. т залізорудної сировини поставлено до Китаю (41 % загального обсягу експорту); 15385,9 тис. т (45,1 %) - до країн Східної Європи; 3414,8 тис. т (10 %) - до інших європейських країн (Австрія, Німеччина, Швейцарія); 150,7 тис. т (0,44%) - до країн СНД; 550,2 тис. т (1,61 %) - до Туреччини; 259,8 тис. т (0,76 %) - Індії; 376 тис. т (1,1%) - Японії.

Країни Східної Європи є важливим традиційним ринком збуту для українських виробників залізорудної сировини, чому сприяє територіальна близькість і налагоджені ділові стосунки, які залишилися ще з часів Радянського Союзу. Гірничо-збагачувальні підприємства України здійснюють експортні поставки до таких Східноєвропейських країн, як Словаччина, Чехія, Польща, Угорщина, Сербія і Румунія (табл. 1).

Таблиця 1

Структура експорту української залізорудної сировини до країн Східної Європи в динаміці за 2006-2011 рр., тис. т [2]

Країна	Роки						Відносне відхилення 2011р. до 2010р., %
	2006	2007	2008	2009	2010	2011	
Болгарія	382,6	466,0	190,3	1,5	-	0,9	-
Польща	3335,9	3404,4	4058,7	3140,9	4667,6	4742,4	+1,6
Румунія	1383,0	722,6	200,1	144,7	942,6	1022,3	+8,5
Сербія	1657,2	1511,9	1786,0	1305,0	1748,0	1538,4	-12,0
Словаччина	3971,6	3240,9	2641,2	1948,4	2883,8	3014,0	+4,5
Угорщина	408,8	364,7	441,0	303,3	624,9	606,3	-3,0
Чехія	3825,3	4168,0	4335,7	3928,0	4257,4	4461,6	+4,8
Всього по Східній Європі	14964,4	13878,5	13653	10771,8	15124,3	15385,9	+1,7
Сукупний експорт	20218,4	20749,1	22778,8	27621,9	32740,6	34122,8	+4,2
Частка Східної Європи	74,0	66,9	59,9	39,0	46,2	45,1	-2,4

За даними табл. 1 можна констатувати, що у період 2007-2009 рр. обсяги поставок залізорудної сировини з України до Східної Європи постійно знижувалися. Це було викликано тривалим застоєм економіки, а, як наслідок, і металургійної галузі країн ЄС, спричиненого світовою фінансовою кризою. У 2010 р. на Східноєвропейський ринок було поставлено 15124,3 тис. т залізорудної сировини з України, що на 159,9 тис. т, або 1% більше, ніж до кризовий показник 2006 р. У 2011 р. цей показник зріс ще на 261,6 тис. т (+1,7%). Хоча в 2011 році обсяги експортних поставок майже до усіх країн Східної Європи були дещо більшими порівняно з 2010 р., але виняток становила Угорщина, експорт до якої у 2011 р. у натуральному вимірі зменшився на 18,6 тис. т, або на 3 %.

Найбільші за обсягами експортні поставки здійснювалися до таких країн, як Польща, Словаччина і Чехія (рис. 1). До цих країн у 2011 р. було експортовано 12218 тис. т залізорудної сировини, або 37,3% сукупного обсягу експорту залізорудної сировини країни.

Експортні поставки залізорудної сировини з України до країн Європи здійснюються залізничним транспортом, здебільшого, на умовах DAF кордон України (Інкотермс 2010). Оскільки основними конкурентами на ринку країн Східної Європи для України є російські гірничо-збагачувальні комбінати, то порівнюємо ціни на залізорудну сировину українського і російського виробництва. Так, у 2011 р. середня ціна на українську залізорудну сировину, що постачалась на ринок Східної Європи становила: для концентрату - 135-140 дол./т, окатишів - 153-159 дол./т. У той же час ціна російського концентрату на ринку країн Східної Європи була значно нижчою, ніж українського, і коливалась у межах 109-113,6 дол./т, окатишів - 125-129 дол./т [3].



Рис. 1. Структура експортних поставок залізорудної сировини з України на Східноєвропейський зарубіжний ринок за країнами, %

Вміст заліза у залізорудних концентратах, що поставлялись українськими підприємствами до країн Східної Європи, становив: на ПАТ «Північний ГЗК» 65,5 %, ПАТ «Центральний ГЗК» 65,6 %, ВАТ «Південний ГЗК» 65,0 %, ПАТ «Інгулецький ГЗК» 64,0 %, ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» 65,6 %. Для порівняння: якість концентрату основних зарубіжних конкурентів на цьому ринку становила: Ferteco (Бразилія) 67,8 %; шведських компаній LKAB, KBF (Kiruna) 69,8 %, LKAB, MAF (MalMBERGET) 70,7 %; російських підприємств Лебединський ГЗК 68,3 %, Стойленський ГЗК 66,5 % [4]. Зважаючи на потребу в набутті конкурентних переваг українськими виробниками на Східноєвропейському сегменті міжнародного ринку, слід інвестувати в інноваційні технології підготовки залізорудної сировини для споживачів.

За даними Світової організації сталі, місткість ринку досліджуваних країн є наступною (табл. 2).

Таблиця 2

Обсяги імпорту залізорудної сировини країнами Східноєвропейського цільового сегменту міжнародного ринку в динаміці за 2006-2011 рр., тис. т [6]

Країна	Роки						Абсол. відх.	Відн. відх.,%
	2006	2007	2008	2009	2010	2011		
Болгарія	1785	923	526	139	316,7	468,5	+151,8	+47,9
Чехія	7985	5046	6800	4803	5360,0	5628,5	+268,5	+5
Угорщина	988	967	1900	1493	1099,5	1174,8	+75,3	+6,8
Польща	8576	8747	7785	3752	6106,2	6489,4	+383,2	+6,3
Румунія	5166	6260	4446	806	3166,7	3508,7	+342	+10,8
Словаччина	6692	5854	5536	4186	5489,9	5510,5	+20,6	+0,4
Сербія	3000	3000	3100	3100	4169,2	4578,9	+409,7	+9,8
Всього	34192	30797	30093	18279	25 708	27359	+1651,1	+6,4

Згідно даних табл. 2, у період світової фінансової кризи 2007-2009 рр. місткість Східноєвропейського цільового ринку залізорудної сировини поступово скорочувалась, досягнувши у 2009 році свого найменшого значення 18279 тис. т. Такі негативні зрушення кон'юнктури ринку були викликані зниженням світового попиту на метал та вироби з нього. Лише у 2010 р., після тривалої рецесії, на ринку почало простежуватися деяке поживлення: сукупний обсяг імпорту залізорудної сировини по регіону зріс на 7429 тис. т, або 40,6 % порівняно з минулим роком. У 2011 р. тенденція до зростання продовжувалася: загальна місткість ринку зросла ще на 1651,1 тис. т (+6,4 % порівняно з 2010 р.), склавши 27359 тис. т залізорудної продукції. Проте, незважаючи на помірне зростання, на кінець 2011 р. обсяг споживання залізорудної сировини у країнах Східної Європи все ще не досяг свого докризового рівня і становив лише 80% сукупного обсягу імпорту в 2006 р. (34192 тис. т).

Аналогічна ситуація простежується на ринках окремих країн Східної Європи (рис. 2). Так, місткість ринків таких країн, як Румунія, Болгарія, Словаччина, Угорщина, Чехія та Польща, й досі не досягла докризового рівня, у той час як ринок залізорудної сировини Сербії протягом усього досліджуваного періоду демонстрував тенденцію до зростання.

З рис. 2 видно, що найбільшу кількість залізорудної сировини імпортує Польща, частка якої у сукупному імпорті по регіону у 2011 р. становила 23,7 % (6489,4 тис. т). Близько 20,6 % (5628,5 тис. т) сукупного імпорту у досліджуваному періоді становлять закупівлі Чехії, 20,1 % (5510,5 тис. т) - Словаччини, 16,7% (4578,9 тис. т) - Сербії, 12,8% (3508,7 тис. т) - Румунії і 4,3% (1174,8 тис. т) - Угорщини. Обсяг імпорту залізорудної сировини Болгарії є найменшим.

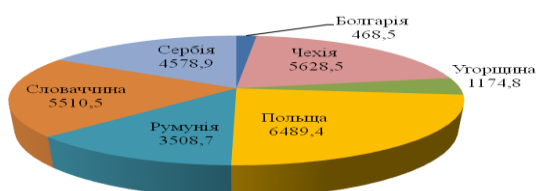


Рис. 2. Структура Східноєвропейського цільового сегменту міжнародного ринку залізорудної сировини за країнами у 2011 р., тис. т

Стратегія і політика урядів країн Східної Європи на ринку залізорудної сировини обумовлюються високим рівнем імпортозалежності регіону

і рівнем розвитку металургійного сектору. Базовими складовими сировинної стратегії є: забезпечення вільного доступу до сировини на міжнародних ринках на рівних умовах з іншими конкурентами;

формування системи стабільних поставок сировини з власних, європейських джерел; підвищення загальної ефективності використання ресурсів, сприяння зниженню обсягів споживання первинної сировини та зниженню імпоротної сировинної залежності.

Беручи до уваги особливості географічного положення деяких країн та різноманіття шляхів транспортування залізородної сировини, усі країни-імпортери Східноєвропейського регіону можна класифікувати так:

країни, які мають можливість імпортувати залізородну сировину морським транспортом;

країни, що здійснюють імпорт залізородної сировини переважно залізничним транспортом.

Такі країни, як Румунія і Болгарія, мають власні порти на Чорному морі і можуть приймати судна, що перевозять залізородну сировину. Австрія має добре розвинуте річкове сполучення по Рейну та Дунаю з нідерландськими портами, куди залізородна сировина постачається з Південної Америки і Африки. Як наслідок, на цих ринках значною мірою представлено залізородну сировину з Бразилії, Швеції та ПАР. Чехія, Словаччина, Угорщина і Сербія не мають виходу до моря. Основним шляхом доставки залізородної продукції для них залишається залізниця. Тому найбільші за обсягами експортні поставки на ринки цих країн здійснюють українські й російські гірничо-збагачувальні підприємства. Польща і Сербія також мають можливість імпортувати залізородну сировину морським шляхом, так як Польща має вихід до Балтійського моря, а Сербія може використовувати води Дунаю. Тому розглядаючи ринки цих країн не варто забувати про те, що на них може з'явитися залізородна сировина з інших країн-виробників.

Географічна близькість до українського і російського залізородних басейнів зумовили те, що майже 40 % імпортних поставок залізородної сировини країни Східної Європи здійснюють з України, близько 20 % постачається з Бразилії і ще 12 % з Росії. У 2011 р. залізородну сировину до Східної Європи також експортували Швеція, Індія, Канада, Боснія і ряд інших країн (табл. 3).

Згідно даних табл. 3 у січні-вересні 2011 р. на ринок країн Східної Європи було поставлено 14204 тис. т залізородної сировини. Частка України у сукупному обсязі експорту становила 57,3 % (8134,9 тис. т). Бразилія забезпечила 13 % (1841 тис. т) сукупного імпорту регіону. Частка ринку, що належить Росії у досліджуваній період становила 22,8 % (3242 тис.т). Близько 6,9% (986 тис. т) сукупного імпорту покрили експортні поставки з інших країн.

Таблиця 3

Обсяги поставок та частка основних експортерів на ринках країн Східної Європи у січні-вересні 2011 року [9]

Імпортери	Експортери, тис. т				Частка, %			
	Україна	Бразилія	Росія	Інші	Україна	Бразилія	Росія	Інші
Угорщина	270	246	280	280	25,1	22,9	26,0	26,0
Польща	2587	160	456	329	73,2	4,5	12,9	9,3
Румунія	514	1045	30	233	28,2	57,4	1,6	12,8
Сербія	930	0	139	0	87,0	0,0	13,0	0,0
Словаччина	1647	0	1455	91	51,6	0,0	45,6	2,8
Болгарія	0,9	0,5	267	23	0,3	0,2	91,6	7,9
Чехія	2186	390	615	30	67,9	12,1	19,1	0,9
Всього	8134,9	1841,5	3242	986	57,3	13,0	22,8	6,9

За результатами дев'яти місяців 2011 р., можна зробити висновок, що Україна є головним постачальником залізородної сировини для таких країн як Польща (41,6 % сукупного імпорту), Угорщина (25,1 %), Сербія (87 %), Словаччина (51,6 %) та Чехія (67,9 %). Ринок залізородної сировини Румунії по праву вважається ринком з найбільш високим ступенем конкуренції. Морський порт Констанца, дозволяє країні приймати великотоннажні судна класу Capesize і таким чином насичувати внутрішній ринок залізородною сировиною з багатьох країн світу [9].

Основними експортерами залізородної сировини на ринку Польщі у період з січня по вересень 2011 р. були Україна, Росія Швеція і Бразилія, які разом забезпечили понад 91 % сукупного імпорту країни. Тож головними конкурентами для України на цільовому ринку Польщі є Бразилія і Росія. Однак наявність у цій країні судноплавних портів змушує розглядати вірогідність збільшення у майбутньому на цей ринок поставок з Канади. Для металургійних підприємств Чехії і Словаччини головними постачальниками залізородної сировини також є Україна,

Росія і Бразилія. Ці країни імпортують сировину лише залізничним транспортом, тому основним конкурентом для України на цих ринках виступає Росія. На ринок Угорщини залізничну сировину постачають гірничо-збагачувальні підприємства України, Росії, Швеції і Бразилії. Імпорт здійснюється переважно залізницею, проте Угорщина може використовувати й морські та річкові сполучення Дунаю. Основним конкурентом для України на цьому ринку є Росія. Основним експортером залізничної сировини до Сербії є Україна, частка поставок якої у першому півріччі 2011 р. становила 87 % сукупного імпорту країни. Великі за обсягами поставки на цей ринок також здійснювала Росія, яку слід вважати основним конкурентом.

На основі здійсненого аналізу та зібраних статистичних даних спробуємо оцінити привабливість кожного цільового ринку Східноєвропейського сегменту для гірничо-збагачувальних підприємств України (табл. 4).

Таблиця 4

Оцінка привабливості ринків Східної Європи по споживанню концентрату

Країна	Обсяг імпорту ЗРС усього, тис. т.	Частка у загальному імпорті ЗРС країнами Сх. Європи, %	Обсяг імпорту ЗРС з України, тис. т.	Частка в імпорті ЗРС з України, %	Тенденція розвитку ринку*	Висновок по ринку
Болгарія	468,5	1,7	0,9	0,006	↓	не привабливий
Чехія	5628,5	20,6	4461,6	29,0	↑	дуже привабливий
Угорщина	1174,8	4,3	606,3	3,9	↑	підходить
Польща	6489,4	23,7	4742,4	30,8	↑	дуже привабливий
Румунія	3508,7	12,8	1022,3	6,6	=	дуже привабливий
Словаччина	5510,5	20,1	3014	19,6	↓	цікавий
Сербія	4578,9	16,7	1538,4	10,0	=	дуже привабливий
Всього	27 359	100,0	15385,9	100	-	

Примітка. *↑ збільшення імпорту з України, ↓ зменшення імпорту з України, = без змін.

Згідно даних табл. 4, можливо зробити висновок, що ринки таких країн як Польща, Чехія, Румунія і Сербія є дуже привабливими для підприємств гірничо-збагачувального комплексу України, адже вони є більш місткими, в порівнянні з ринками інших країн Східної Європи, українська залізнична сировина є конкурентоспроможною на цих ринках, бо частка країн у імпорті залізничної сировини з України є високою і має тенденцію до зростання. Ринок залізничної сировини Словаччини у процесі дослідження був оцінений як цікавий, через його велику місткість і значну частку імпорту залізничної сировини з України. Проте обсяг українського експорту до Словаччини останнім часом має тенденцію до зниження, що не дає змогу поставити найвищу оцінку привабливості ринку. Не досить привабливим залишається для гірничо-збагачувальних підприємств України ринок залізничної сировини Болгарії.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Зважаючи на те, що важливим традиційним ринком збуту української залізничної продукції залишається Східноєвропейський сегмент міжнародного ринку, на який у 2011 р. постачалось до 45,1 % усієї виготовленої в Україні експортної сировини, пропонуються такі шляхи посилення конкурентоспроможності українських виробників:

для збереження і зростання обсягів експорту українським підприємствам потрібно набутися переваг в цінній конкуренції з російськими виробниками через скорочення транспортних витрат та інвестування у впровадження технологій, що забезпечують ефективне енергоспоживання і зменшення енерговитрат, які беруть участь у формуванні ціни;

для продовження своєї присутності на ринках Східної Європи слід активно впроваджувати технічні рішення, що спрямовані на підвищення якості залізничної сировини через дозбагачення і більш глибоку переробку видобутої сировини;

поліпшити роботу з укладання і змісту довгострокових експортних контрактів для поставки залізничної продукції на олігополістичні ринки Східної Європи;

систематично оцінювати конкурентні умови експортних поставок залізничної продукції на привабливі цільові ринки Східної Європи, особливо на ринки Польщі, Чехії, Румунії і Сербії.

У подальших дослідженнях передбачено розробити стратегію експортної діяльності гірничо-збагачувальних комбінатів України на перспективу з огляду на конкурентні умови, що склались на Східноєвропейському сегменті міжнародного ринку залізорудної сировини.

Список літератури

1. Експорт/імпорт мінеральних товарів за країнами світу [Електронний ресурс] // Державна служба статистики України. – Режим доступу: <http://www.ukrstat.gov.ua>
2. Економіка та організація виробничої діяльності підприємства: [підруч.] / [Електронний ресурс] - Режим доступу до підруч.: <http://posibnyky.vntu.edu.ua/ekonomika/163.htm>.
3. СНГ: цена концентрата // Металл-Курьер, 2012. - №7(1076). – С. 38.
4. Русин-Гриник Р.Р. Сутність та структура організаційно-економічного механізму управління конкурентоспроможністю підприємства [Текст] / Р.Р.Русин-Гриник // Науковий вісник НЛТУ України, 2010. – Вип. 20.5. – С. 240-246.
5. EUROFER: Steel imports to EU in 2011 to grow faster than total market [Electronic resource] // ArabSteel. – 26.04.2011. – Access mode: http://www.arabsteel.info/total/long_news_Total_e.asp?ID=888.
6. Iron ore in the world: production, export, import // Steel Statistical Yearbook of World Steel Assosiation, 2011. – С. 109-113.
7. Зовнішньоекономічний менеджмент: [навч. посіб.] / За ред. І.І.Дахно. - К.: Центр учбової літератури, 2012. – 568 с.
8. Богацька Н.М. Міжнародна конкурентоспроможність вітчизняних підприємств [Електронний ресурс] / Н.М.Богацька, С.О. Санагян // Вінницький торговельно-економічний інститут КНТЕУ. – Режим доступу: http://www.rusnauka.com/35_OINBG_2010/Economics/74448.doc.htm.
9. Современное состояние и ожидаемое развитие рынка ЖРС в 2011 году [Електронний ресурс] // Укрпром-внешэкспертиза, 2010. – Режим доступу до журн.: <http://delphicasteel.com/cgi-bin/wg.cgi/wobj?id=3615>.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 657.336(004)

Л.Я. ШЕВЧЕНКО, ст. викладач, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

АНАЛІТИЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТРАТЕГІЧНОГО УПРАВЛІННЯ ДІЯЛЬНІСТЮ КОРПОРАТИВНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Досліджено концептуальні засади аналітичного забезпечення менеджменту корпоративних підприємств. Запропоновано концептуальну модель аналізу в системі стратегічного управління діяльністю корпоративних підприємств.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Діяльність будь-яких корпоративних підприємств в умовах формування економічних відносин ринкового типу передбачає створення якісної аналітичної бази для обґрунтування ефективних управлінських рішень в зоні невизначеності кон'юнктури зовнішнього і внутрішнього економічного середовища, ризику підприємницьких дій, швидких змін економіко-правового поля тощо. Це особливо стосується підприємств малого та середнього бізнесу, стратегічна визначеність життєдіяльності яких є особливо актуальною. Про це свідчать дані експертних оцінок, за якими лише третина підприємств є впевнена у своїй майбутній конкурентоспроможності. Через стратегічну невизначеність і відсутність аналітичних доказів щодо можливостей маневрування ресурсами і капіталом при різних кон'юнктурних позиціях, у середньому від 10 до 12 відсотків створених малих підприємств припиняють свою діяльність у перший рік існування. Без розробки обґрунтованої економічної моделі корпоративного підприємства стратегічного управління, тактичне управління буде ситуативним та позбавленим саморегулювання.

Аналіз досліджень та публікацій. Важливою теоретико-методологічною основою аналітичного забезпечення в системі управління діяльністю корпоративних підприємств є праці Брадула О.М., Мниха Є.В., Сопка В.В., Чумаченка М.Г. [1-4]

На думку академіка Мазаракі А.А., сучасний економічний аналіз змінює свою парадигму – від оцінково-статистичного до пошуково-прогностичного та спрямовується на обрання оптимальних управлінських рішень в умовах невизначеності та ризику.

Професор Мних Є.В. зазначає, що аналіз виконує не декларативну і не приписну, а рекомендаційну функцію, з урахуванням доказовості аналітичних висновків і пропозицій, порівняльної ефективності управлінських дій, варіантності обрання альтернативних проектів.

На зближенні економічного аналізу та прийнятті управлінських рішень, на основі досягнення їх взаємозв'язку, наголошує академік Чумаченко М.Г.

Автор поділяє думку окремих вчених, що критерієм якісної трансформації економічного аналізу є його управлінська орієнтація.

Справедливо під управлінською системою розуміють: систему управління, систему, що управляється та інформаційну систему.

Але, окремі положення потребують більшої уваги та подальшої розробки.

Постановка завдання. Метою наукового дослідження є формування концептуальних засад формування аналітичної бази для оцінки перспектив діяльності корпоративних підприємств в умовах невизначеності ринкового середовища та створення економічних передумов їх сталого розвитку.

При цьому комплексними завданнями стає: по-перше, визначення можливості покращання використання власного ресурсного потенціалу та виробничих потужностей, організаційних форм і методів управління; по-друге, виходячи з реальних умов господарювання обґрунтування раціональних шляхів стратегічного розвитку корпоративних підприємств і шляхи стратегічного управління їх діяльністю.

Викладення матеріалу та результати. Управління корпоративним підприємством в умовах ринкового середовища передбачає чітку визначеність його перспективного розвитку, науково обґрунтований підхід у досягненні довгострокових глобальних цілей. Таке управління передбачає визначеність стратегії підприємства як сукупності виважених дій у досягненні глобальної мети, так і адекватної реакції при формуванні сприятливого середовища і виникненні загроз досягнення успіху. Стратегії, якими керуються підприємства у своїй виробничо-фінансовій діяльності розробляються і втілюються у життя за допомогою стратегічного управління. Враховуючи, що аналіз виступає функціональною підсистемою будь-якого управління, у стратегічному управлінні таку функцію виконує стратегічний аналіз. Залежно від виду корпоративного підприємства, його структурної будови, характеру видів діяльності можна виділити основні види його стратегії:

а) ділова стратегія, яка полягає у визначенні сукупності заходів, спрямованих на посилення конкурентоспроможності та захисту від непродуктивних дій внутрішніх та зовнішніх чинників;

б) функціональна стратегія, яка спрямована на підтримку ділової стратегії і формується для кожного напрямку діяльності підприємства (виробнича, фінансова, маркетингова і т.п.);

в) внутрігосподарська стратегія, яка визначає поведінку структурних підрозділів підприємства у досягненні його глобальної мети;

г) корпоративна стратегія, яка характерна для диверсифікованих компаній і передбачає інтеграцію інтересів всіх учасників для досягнення кумулятивного ефекту у конкуренції, інвестуванні, подоланні кризових порогів тощо.

Загальна сукупність різних видів стратегій корпоративного підприємства визначається цілями стратегічного управління. Для такого типу управління характерним є:

параметризація його поведінки на довготривалу перспективу;

високий рівень невизначеності;

висока ціна, інерційність і глобальний характер наслідків прийнятих стратегічних рішень.

Виходячи із змістової характеристики, визначеності предмету та методу стратегічний аналіз діяльності підприємства передбачає такі цільові спрямування досліджень (рис. 1).

Аналіз середовища діяльності дозволяє встановити тенденції і закономірності, особливості і регламенти поведінки суб'єктів господарювання, які склалися і можуть проявлятися у довгостроковій перспективі. Внаслідок таких аналітичних досліджень можуть бути виявлені пріоритетні сфери бізнесу, обмежуючі і стимулюючі чинники його розвитку, дію об'єктивних і суб'єктивних факторів очікуваного періоду, інерційні сили розвитку внутрішнього і зовнішнього економічного середовища.

Аналіз цілей, мотивацій, інтересів стратегічного виміру слід проводити в площині адаптації до кон'юнктури внутрішнього і зовнішнього економічного середовища діяльності підприємства з метою отримання максимальної і стабільної вигоди у перспективному періоді. Це дозволить використати позитивний досвід і уникнути помилок управління у конкретних господарських ситуаціях, які можуть мати місце у перспективі.

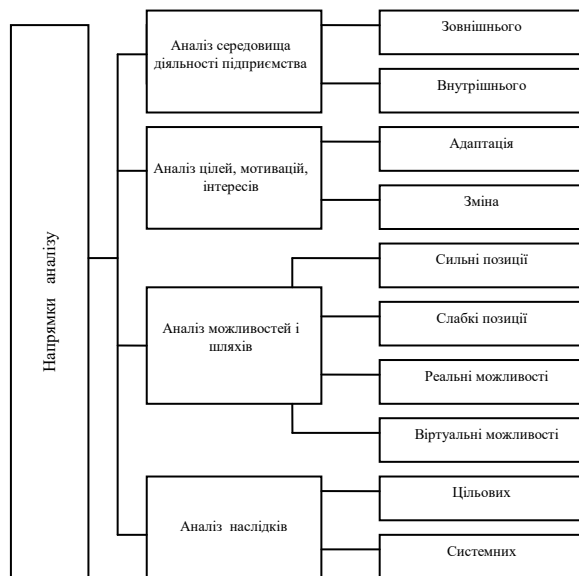


Рис. 1. Цільові спрямування економічного аналізу у стратегічному управлінні діяльністю корпоративного підприємства

має ряд альтернатив, перспектива діапазону коливань і повна невизначеність перспективи), що впливає на ймовірність точного сприйняття нової стратегії. Реальні можливості оцінюються тільки у полі очевидної чи альтернативної перспективи і можуть бути достатньо точно розраховані, використовуючи традиційні методи дослідження еволюційних змін (динамічні ряди, оптимізаційні методи і моделі, методи кореляції та регресії, групування тощо). Віртуальні можливості можна прогнозувати за варіантами збігу обставин, що мають випадковий характер.

Аналіз внутрішніх сильних і слабких сторін проводять головним чином на базі порівняння рейтингових параметрів діяльності підприємства за критерієм конкурентоспроможності. Конкурентна сила підприємства визначається на основі порівняння оцінок даного підприємства з основними конкурентами. Абсолютна величина конкурентної сили підприємства буде дорівнювати алгебраїчній сумі відхилень рейтингових параметрів діяльності даного підприємства і його головних конкурентів.

Аналіз наслідків переходу на нові стратегії доцільно проводити в розрізі досягнення часткових цільових і системних змін. Цільові зміни виражаються за пріоритетним спрямуванням стратегії (зниження енергомісткості продукції, автоматизація шкідливих і трудомістких робіт тощо) і вимірюється рівнем досягнутого успіху у цьому векторі управлінських дій. Результат системних змін повинен визначатися за сумарними підсумками позитивних і негативних наслідків реалізації нової стратегії для внутрішнього і зовнішнього економічного середовища діяльності підприємства.

Досягнення стратегічних цілей підприємства як реальної, скоординованої сукупності і послідовності управлінських дій визначається через систему планування. З переходом до ринкових відносин роль планування зростає у зв'язку із невизначеністю майбутніх змін внутрішнього і зовнішнього економічного середовища підприємства, обмеженістю ресурсів і необхідністю оптимізації їх використання для досягнення найкращих результатів стратегічних змін, забезпечення координації економічних відносин для підтримування стійких конкурентних позицій стратегічного поступу. Слід зауважити, що план - це не якась унікальна модель поведінки, а орієнтири поступу, яких слід дотримуватися щоб зменшити ризик неефективних та хаотичних дій. Планування може виступати не лише координатором управлінських дій та поведінки всіх учасників господарського процесу, а і давати можливість оцінювати дії апарату управління як з позицій креативного менеджменту, так і з позицій створених умов для досягнення запланованих показників. З позицій досягнення стратегічних цілей управління можна виділити три рівні планування (рис. 2).

Обґрунтування плану-прогнозу має за мету визначення якісного результату досягнення стратегічної мети (подолання фінансової кризи, досягнення стійкої конкурентоспроможності, бренд-визнання тощо) або найбільш узагальнених, ймовірнісних кількісних орієнтирів страте-

Аналіз доцільності змін вибору нової стратегії слід проводити з врахування альтернативних планів, гіпотези можливих наслідків, достатності аргументації, переконливості щодо їх корисності для всіх учасників процесу, прагматичності та ризикованості досягнення бажаного результату.

Аналіз можливостей і шляхів реалізації нової стратегії діяльності підприємства включає оцінку: сильних і слабких сторін участі підприємства на ринку, реальних та віртуальних можливостей, визначення загроз і небезпек. Слід врахувати, що в умовах невизначеності такі оцінки можуть бути неоднозначними. Недооцінка рівнів невизначеності негативно впливає на прагматичність та обґрунтованість обраної стратегії.

Переконливість можливостей та шляхів буде залежати від рівня невизначеності (достатньо очевидна перспектива, перспектива

гічного поступу. Довгострокова програма діяльності є важливим інструментом виміру незворотності економічного курсу, дозволяє уникнути значних втрат у високо-інерційних економічних системах. Саме у рамках такого планування визначається стратегія довгострокового інвестування і кредитування, стратегія ділового партнерства, концепція реформування внутрігосподарського управління тощо.

Аналіз в системі планування слід розглядати у двох площинах:
аналіз обґрунтованості планових завдань;
аналіз виконання планів.

Аналіз обґрунтованості планів-прогнозів проводиться з точки зору оцінки кількісних і якісних параметрів стратегічної цілі, які можуть бути встановлені на основі екстраполяції динамічних рядів зміни економічних показників і виявлених тенденцій чи закономірностей (зміна технічної озброєності праці, енергомісткості продукції, продуктивності праці і ін.), або експертним шляхом.

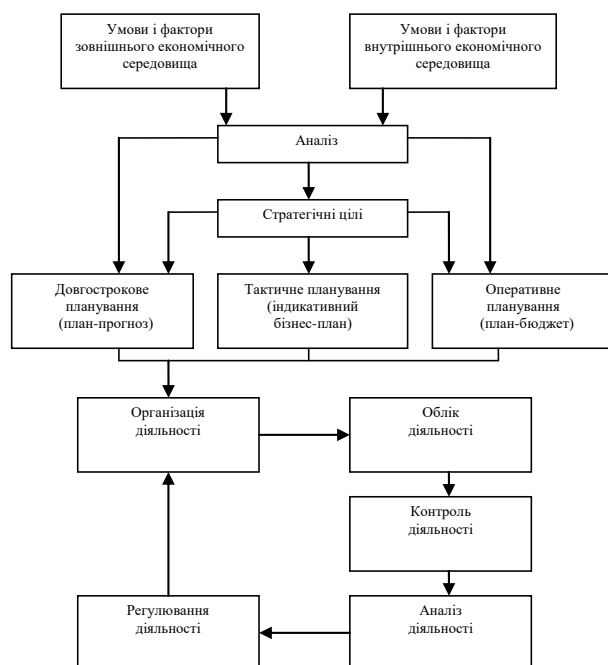


Рис. 2. Планування у системі стратегічного управління

кінцевим виробничим та фінансовим результатом. При цьому досягається високий рівень збалансованості зміни економічного потенціалу. На цьому рівні планування виділяються такі сектори аналізу як: техніко-економічний аналіз, комерційний аналіз, соціально-економічний аналіз, інституціональний (політико-правовий) аналіз.

Аналітичне обґрунтування оперативних планів-бюджетів передбачає жорстку регламентацію поведінки всіх учасників господарської діяльності підприємства за всією сукупністю кількісних і якісних показників зміни. Це обумовлюється тим, що під розроблений план-бюджет формується необхідна кількість партнерських угод та договорів ділового співробітництва, які є обов'язковими для виконання і порушення їх має обумовлені економіко-правові наслідки. Саме така жорстка регламентація забезпечує ефективне функціонування підприємства. Проте, слід мати на увазі, що недотримання тих чи інших регламентів оцінюється однозначно негативно. Таку оцінку можна буде дати лише в ході аналізу виконання планових завдань.

Аналіз виконання планових завдань проводиться після закінчення строку здійснення запланованих операцій. Для різних рівнів планування застосовується однаковий підхід, який полягає у діагностиці і оцінках відхилень фактичного стану параметрів діяльності від запланованого. При цьому результати позитивних чи негативних відхилень можуть оцінюватися як з позицій недотримання регламентованої поведінки з різних причин, так і з позицій необґрунтованості запланованих регламентів.

Аналіз виконання планових завдань здійснюється у зворотному напрямку від оцінки оперативних планів-бюджетів до оцінки виконання планів-прогнозів. Конструктивність аналітичних висновків також зменшується у цьому ж напрямку. Якщо при аналізі планів-бюджетів не-

гативні відхилення супроводжуються адекватною реакцією до суб'єктивних і об'єктивних планів, а тим більше планів-прогнозів можуть бути внесені корективи до показників плану (до 5-річного плану, за наслідками виконання планів 1-го, 2-го і т.д. років, а до план-прогнозу – за наслідками виконання відповідних індикативних планів).

Висновки та напрямок подальших досліджень. Виділення підсистем аналітичного забезпечення стратегічного управління корпоративним підприємством є необхідною і достатньою умовою забезпечення дієвості його організаційно-економічного механізму. Основними площинами аналітичних досліджень є вибір і обґрунтування ділової стратегії та розробка планів-прогнозів, тактичних і оперативних бізнес-планів. Виважене перспективне моделювання поведінки підприємства сприяє вибору якісного інструментарію виробничо-фінансового менеджменту.

Список літератури

1. **Брадул О.М.** Аналіз в системі управління діяльністю корпорацій : зб. наук. пр. : [в 2-х т.] / **О.М. Брадул.** – Донецьк: Юго-Восток, ЛТД, 2007. – С. 363 – 369.
2. **Економічний аналіз : навч. посіб.** / [М.А. Болюх, В.З. Бурчевський, М.І. Горбатюк та ін.; за ред. акад. НАН України, проф. М.Г. Чумаченка]. – [вид. 2-ге, переробл. та доповн.]. – К. : КНЕУ, 2003. – 556 с.
3. **Мних С.В.** Філософія сучасного економічного аналізу / **С.В. Мних** : зб. наук. пр. Спец. вип // Фінанси, облік і аудит. ; відп. ред. В.Г. Линник. – К. : КНЕУ, 2006. – 408 с.
4. **Сопко В.В., Брадул О.М.** Сутнісна характеристика аналізу діяльності корпорацій / **В.В. Сопко, О.М. Брадул** // Вісник Нац. ун-та «Львів. політехніка». – 2007. – Вип. № 577. – С. 368 – 373.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 528; 332

В.О. БОРОВИЙ, д-р техн. наук, проф., А.С. ОЛІНОВИЧ, ст. викладач, О.В. ІВАНЧЕНКО, спеціаліст з землеустрою та кадастру, Університет новітніх технологій м. Київ, В.Д. СИДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ПЕРЕВАГИ ТА ПРОБЛЕМИ У СКАСУВАННІ МОРАТОРІЮ НА КУПІВЛЮ-ПРОДАЖ ЗЕМЕЛЬ СІЛЬСЬКОГОСПОДАРСЬКОГО ПРИЗНАЧЕННЯ

Вступ. В Україні загальна кількість земель всіх категорій, у т.ч. і землі сільськогосподарського призначення, які держава в перспективі може продавати досягає 14 млн га. Функцію купівлі-продажу земель доручено розробити Державному агентству земельних ресурсів України. При цьому має бути створений Державний земельний банк, головним призначенням якого планується продаж і здача в оренду земель в кредит до 5 %. Тоді депозит мав би складати 2-3 %, але хто буде здавати свої кошти під такий депозит? Це одне із питань.

Важливим питанням залишається внесення змін в існуючу методичку нормативної грошової оцінки земель сільськогосподарського призначення та населених пунктів і, зокрема, в методичку її індексації. Застосування при економічному регулюванні земельних відносин застарілих показників грошової оцінки знижує ефективність державного регулювання економіки, погіршує умови соціального захисту селян-власників земельних ділянок та земельних часток (паїв). Ціна середньої оренди по Україні 464 гривні за гектар угідь (на Заході - 50 грн., на Півдні до 2000 грн.) - є мало обґрунтованою. А це знижує надходження від земельного податку, державного мита при міні, спадкуванні та даруванні земельних ділянок згідно із законом, орендної плати за земельні ділянки державної та комунальної власності. Адже 30 % світових чорноземів - це українські чорноземи.

Метою даного дослідження є:

- історичний аналіз розвитку земельних відносин на теренах України;
- переваги та проблеми у скасуванні мораторію на купівлю-продаж земель сільськогосподарського призначення;
- аналіз соціологічних досліджень по проблемі купівлі-продажу.

Історичний аналіз розвитку земельних відносин на теренах України. Першою реформою земельних відносин слід рахувати 1861 рік, коли Державна Рада опублікувала «Маніфест про звільнення». Основними принципами реформи були:

скасовується назавжди кріпосне право на поміщицьких селян і їм надається майно та право сільських жителів;

усі землі, що перебувають у користуванні поміщика та селян, визнаються власністю поміщика.

Поміщики надавали у користування селянам їхню садибу і певний польовий наділ та інші угіддя залежно від місцевості та розміру поміщицьких земель (50 % земель залишалось у поміщика). Наприклад, у Херсонській губернії наділ коливався від 3 до 12 десятин, а в Полтавській від 2,75 до 4,5 десятини (десятина дорівнювала 1,09 га). Селянину надавалося право викупу його садиби і за згодою поміщика - інших угідь. Для полегшення викупу наділів уряд увів відповідну кредитну операцію та заснував в 1882 р. Селянський поземельний банк. Основний недолік реформи вільної купівлі-продажу землі вбачався не в способі розподілу наділених земель між окремими домогосподарями, а в малоземельності селян.

Другий етап реформування земельних відносин розпочався відомою реформою Столипіна, за якою селянство поверталось на шлях фермерського господарювання. Землевпорядні роботи спрямовуються на ліквідацію черезсмужних дуже довгих ділянок у відрубні, з найбажанішою прямокутною та близькою до квадрата формою, а довжина орних ділянок не повинна перевищувати ширину в п'ять разів.

В результаті зміни землеустрою з 1906 по 1913 роки було створено понад 204 тисячі одноосібних селянських господарств (6,8 % загальної кількості селянських дворів) на площі 1296 тисяч десятин. Почало стрімко розвиватися хутірське господарство на зразок теперішніх фермерських господарств, що значно підвищило врожайність сільськогосподарських культур. Спостерігається швидке і значне підвищення цін на селянські землі.

Столипінська реформа не була проведена до кінця через першу світову війну та Жовтневу революцію 1917 р., тому в країні залишилась значна кількість малоземельних селянських дворів, що негативно впливало на економічний розвиток держави.

Декрет радянської влади про землю скасував приватну власність на землю, провів її націоналізацію з повною конфіскацією у поміщиків, буржуазії, церкви. Землі селян залишилися в їхньому користуванні, але без права продажу-купівлі, без передачі у спадщину або дарування. Націоналізовані землі становили загальнонародний земельний фонд. Принцип єдності земельного фонду полягав в тому, що скільки б земля не перерозподілялася між користувачами, вона є неподільним об'єктом права власності, носієм якого виступає держава.

Колективізація сільського господарства в 1927 р. була подальшим кроком земельних відносин в Україні. У цей період приймається ряд законодавчих актів, спрямованих на створення колгоспного ладу і закріплення колгоспного землекористування з однотипними сівозмінами, полезахисними смугами, зрошувальними ділянками і т.д.

Прийнятий в 1968 р. основний законодавчий акт регулювання земельних відносин і проведення державного землевпорядкування та в 1970 р. Земельний кодекс, були розраховані не на господарську самостійність, а на жорстку централізацію й командне управління сільським господарством.

У 1977 р. вводиться державний земельний кадастр. У результаті створюється єдина загальноносоюзна методика з оцінки земель, запроваджується державна реєстрація землеволодінь і землекористувань, бонітування ґрунтів та економічна оцінка земель.

Нова земельна реформа (третья), яка розпочалася з 1991 р., спрямована на радикальні перетворення у сфері власності та перерозподіл земельного фонду: ліквідована монополія державної власності на землю; реорганізовано понад 10 тис. колгоспів та радгоспів; створено 42 тис. фермерських господарств; сформовано більше як 11 млн власників особистих підсобних господарств, присадибних ділянок; введена плата за землю, оренду землі, купівлю-продаж, дарування, безплатно передано громадянам біля 50 % земельного фонду України. У цей же період різко (в 3-5 разів) знижується рівень використання земель.

Як показує аналіз, в останні роки практично не велися землевпорядні роботи з контурно-меліоративної організації території сільськогосподарських підприємств, зі складання планів земельно-господарського устрою в містах і селах. Роль землеустрою зводилася до рішень місцевого самоврядування у зв'язку з перерозподілом, переділом землі та угодами щодо земельних ділянок.

Дія мораторію на купівлю-продаж земель сільськогосподарського призначення. До земель сільськогосподарського призначення належать: сільськогосподарські угіддя (рілля, багаторічні насадження, сіножаті, пасовища та перелоги), тобто з певним господарським використанням. Виходячи з цього, можна визначити дві основні правові ознаки земель сільськогосподарського призначення - надання для потреб сільського господарства й призначення для використання в сфері сільськогосподарського виробництва.

Пунктом 15 Перехідних положень Земельного кодексу (до 19 грудня 2006 р.) громадянам та юридичним особам, які мали у власності земельні ділянки для ведення селянського (фермерського) господарства та власникам земельних часток (паїв) заборонялося продавати або іншим чином відчужувати свої ділянки та паї, крім міни, передачі у спадщину та при вилученні земель для суспільних потреб. Вважаємо, що земельні ділянки для ведення особистого селянського господарства, виділені із земельних часток (паїв), набуті громадянами та юридичними особами за цивільно-правовими угодами або шляхом успадкування, можуть відчужуватися на загальних підставах до набрання чинності Закону. Протилежне свідчитиме про звуження змісту та обсягу прав і свобод людини і громадянина.

Таким чином, під дію мораторію підпадають земельні ділянки особистого селянського господарства, власникам яких було замінено сертифікати на земельну частку (пай) на державний акт на право власності на земельну ділянку, що набули права власності на земельну ділянку після 13.01.2007 р. Якщо в державному акті зазначено: «про виділення громадянину земельної частки (паю) в натурі» - однозначно така земельна ділянка підпадає під дію мораторію. Якщо зазначено: «про безоплатну передачу у власність земельної ділянки на підставі статті 121 Земельного кодексу України» - не підпадає під дію мораторію.

Переваги та проблеми скасування мораторію на купівлю-продаж земельних ділянок: за й проти.

З 1992 р. в Земельному кодексі визначається право приватної власності на землю і стільки ж існує мораторій на продаж у приватну власність земель. Ринковий оборот земель заблокований.

Заборони і обмеження сприяють розвитку корупції, дерібану земель і зростанню соціальної напруги - фактично ринок працює, але працює він у «тіні». Це завдає економічної і соціальної шкоди державі. У будь-якому регіоні голова сільради «розкаже» як купити землю. А у великих містах уже майже не залишилося вільних ділянок. Ускладнена і процедура передачі земель державної і комунальної власності в оренду. Лише по Києву відкладено розгляд півтори тисячі таких справ. По Україні близько 2-2,5 тисяч підприємств не можуть отримати ділянки в оренду.

Відміну від заборони на купівлю-продаж земельних ділянок стримують: недостатня поінформованість громадян про переваги та наслідки купівлі-продажу; неналежне фінансове та кадрове забезпечення земельної реформи; відсутність дієвої системи гарантування прав на земельні ділянки у складі державного земельного кадастру, так як власність у законі про земельний кадастр вказана не чітко. Можна доповнити ще питаннями розмежування та відсутністю дієвого контролю з боку держави та органів місцевого самоврядування за дотриманням земельного законодавства та конституційних вимог щодо набуття громадянами і юридичними особами у власність земельних ділянок.

Водночас впровадження ринку земель створює і певні ризики. А саме: скуповування значних площ земель сільськогосподарського призначення фінансово-промисловими групами призведе до обезземелювання селян та утворення латифундій. Попередити цей ризик можливо чітким регулюванням законів, іншими нормативно-правовими документами та жорстким контролем з боку держави.

Серйозним ризиком є спекуляція на ринку земель. Цей виклик можна мінімізувати, встановивши підвищені ставки державного мита при перепродажу земельних ділянок упродовж певного часу після їх придбання.

Процедуру купівлі-продажу слід зробити відкритою, прозорою, менш бюрократичною і виключно на аукціонах.

Аналіз соціологічних досліджень по проблемі купівлі-продажу земель.

Соціологи наголошують: щороку ведеться моніторинг ставлення жителів України до можливості купівлі-продажу земель, і кількість противників стабільно переважає, до того ж спостерігається тенденція до їх зростання. За результатами опитування в 2011 р. їх 57,3 %. На запитання відповідають саме власники земель та люди, які на ній працюють.

Найпоширеніша думка серед фермерів (25 %), що є намагання «під прикриттям мораторію привласнити значні площі угідь»; відчутна частина - вважає, що постійним перенесенням строків мораторію є «намагання перешкодити повному переходу на ринкові відносини у с/г виробництві». До запровадження ринку земель майже всі висувують обмеження: створення належних умов для його існування, продаж земель тільки громадянам України або жителям громади.

Середній вік опитаних власників становить - близько 54 років. Близько 40 % опитаних - пенсіонери. Отже старіння села - це не перспектива, а факт сьогодення. Сьогодні більшість власників земельних ділянок с/г призначення (84 %) здають свої паї в оренду і лише 9,5 % - приєднали паї до особистого селянського господарства та обробляють їх самостійно. Із тих що продали свій пай: в Київській області - 22,9 %, на Сході - тільки 2,7 %. Понад 90 % опитаних є також власниками присадибних ділянок. Тож продаж паю не означатиме їх цілковитого «обезземелювання».

Зміни в землекористуванні не планують 50 % фермерів та 60 % агропідприємств; незначне збільшення обсягів землекористування - 26,5 і 32 %, значне - лише 2,1 та 3,6 %. Ситуація зумовлена браком коштів. Не можуть змінити ситуацію і кредити - користування ними в грошовій формі не було поширеним у попередні роки.

Висновки. У результаті земельної реформи (особливо третьої) ефективного використання та підвищення цінності земельних ресурсів, створення оптимальних умов для істотного збільшення соціального, інвестиційного і виробничого потенціалів землі, перетворення її у самостійний фактор економічного зростання - не відбулося. І основна причина - це не професійний підхід до управління в галузі земельних відносин. Стара система земельних відносин та організації землекористування зруйнована, а нова - ефективна, не збудована. Сотні тисяч гектарів землі виведені з господарського використання та деградують. Система землеустрою - вітчизняне досягнення, яке має беззаперечні заслуги перед Століпінською земельною реформою, фактично розвалена. Земельні відносини вкрай політизовані.

У разі скасування мораторію на купівлю-продаж говорити про перспективу скуповування земель агропідприємцями не актуально. Більшість експертів не прогнозують «великого вибуху». Ймовірність приходу іноземних власників є малою, так як рівень гарантування прав власності на землю, який є зараз в Україні, навряд чи привабливий для іноземного капіталу. Хто дуже хотів продати, вже продав; хто дуже хотів отримати - вже зробив це через легальні та інші механізми; хто працює на землі - не планує поки суттєвого розширення землекористування. Тому прогнозувати суттєвий перерозподіл власності на ринку земель, створення крупних латифундій при скасуванні мораторію на купівлю-продаж земель с/г призначення сьогодні немає підстав.

Список літератури

1. Ринок земель: шляхи і методи його формування.- Землевпорядний вісник// К.: Держкомзем України.-2010, № 10. - С. 3-35.
2. Чи станеться «Великий вибух» після скасування мораторію?// Землевпорядний вісник. К.: Держкомзем України, 2010. - №11. - С.2-5.
3. **Мартин А.Г., Євсюков Т.О.** Стан земельних відносин як стримуючий фактор розвитку продуктивних сил України // Матеріали міжнародної наукової конференції. РВПС України НАН України, 2009. ч. 3-с. 289-292.

Рукопись поступила в редакцию 22.09.12

УДК 330.1

С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук., проф., А.В. ЯКОВЕНКО, старший преподаватель,
С.А. ХАРИН, канд. техн. наук., доц., ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

УПРАВЛЕНИЕ ИННОВАЦИОННЫМИ ПРОЦЕССАМИ В ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ: ПРОБЛЕМА КООРДИНАЦИИ

Рассмотрены особенности управления инновационными процессами в железорудной промышленности и предложена система мер по их ускорению с использованием системы координации.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Железорудная промышленность занимает видное место в экономике Украины, обеспечивая как внутренние потребности

сти, так и значительную долю экспорта страны. Стабильная работа отрасли, обозначившаяся в последние годы, сопровождается тем не менее многочисленными главным образом техническими проблемами, порожденными неудовлетворительным ходом инновационно-инвестиционного процесса, особенно в годы предыдущих десятилетий.

Анализ исследований и публикаций. Анализ современного состояния инновационного менеджмента в железорудной промышленности показывает на отсутствие в нем системного подхода, необходимость которого для рыночной экономики носит императивный характер.

Серьезная теоретическая проработка вопросов инновационного менеджмента, содержащаяся в ряде источников, в частности в [1-3], не рассматривает, однако, специфических особенностей горнорудного производства на Украине и поэтому ее рекомендации не могут быть непосредственно применены в нем в настоящее время.

Постановка задачи. Разработка инновационной модели для железорудных предприятий, учитывающей специфические особенности отрасли и реальные инвестиционные возможности участников инновационного процесса.

Изложение материала и результаты. Дефицит различных видов ресурсов становится ключевым фактором, сдерживающим развитие мировой экономики. В значительной степени это относится к железорудному сырью, активным экспортером которого традиционно является Украина.

Истощение существующих месторождений на сравнительно доступных глубинах заставляет искать способы решения проблемы развития сырьевой базы горной промышленности. К числу таких способов в Криворожском бассейне, в частности, могут быть отнесены: добыча магнетитовых кварцитов в полях действующих шахт, совершенствование системы разработки полезного ископаемого на карьерах, где возможно применение комбинированного открыто-подземного способа, обогащение ранее не использовавшихся окисленных руд, запасы которых весьма велики. Не вызывает сомнения, что, в той или иной степени все эти направления будут рано или поздно задействованы, несмотря на необходимость привлечения в этом случае больших энергетических ресурсов.

Как представляется, в Криворожском бассейне, имеет перспективы развития и подземная добыча природно богатой руды на больших глубинах при ступенчатом вскрытии месторождения.

ГМК страны обеспечивает около 40 % остро необходимых валютных поступлений от экспорта. Украина не может заместить металл и железорудное сырье экспортом своих автомобилей, самолетов, электроники, другой высокотехнологичной продукции. Можно со всей определенностью утверждать - экспорт продукции ГМК и далее будет определяющим - такая продукция является приоритетной.

В последние годы в производстве товарной железной руды в Кривбассе доля шахт по отношению к ГОКах составляет порядка 15-28 %, в абсолютном выражении - около 10-11 млн т в год. Несмотря на увеличение производства на ГОКах они не могут восполнить дефицит продукции и обойтись без шахт невозможно. В связи с увеличением глубины карьеров (более 300м) растет себестоимость, лавинообразно нарастают объемы вскрышных работ, остро зреют экологические проблемы. Даже если перейти на комбинированную открыто-подземную систему отработки на карьерах, это не позволит решить все проблемы: мы будем добывать все-таки не природно богатую руду, а сырье с 23-27 % железа, в то время как на шахтах добывается руда, с содержанием железа 57-59 %.

Нынешнее состояние железорудной промышленности настоятельно требует активной инновационной политики, призванной придать отрасли современный конкурентоспособный облик. Реализация такой политики должна проводиться при соответствующем уровню сложности проблем инновационном менеджменте.

Осуществление инновационного менеджмента в целом, согласно [1], предполагает:

- разработку планов и программ инновационной деятельности;
- наблюдение за ходом разработки новой продукции и ее внедрением;
- рассмотрение проектов создания новых продуктов;
- проведение единой инновационной политики: координации деятельности в этой области в производственных подразделениях;
- обеспечение финансами и материальными ресурсами программ инновационной деятельности;
- обеспечение инновационной деятельности квалифицированным персоналом;
- создание временных целевых групп для комплексного решения инновационных проблем - от идеи до серийного производства продукции.

Своеобразие железорудного производства состоит в том, что оно в целом характеризуется традиционным характером выпускаемой продукции, качество которой, однако, возможно улучшать, доводя до уровня мировых стандартов.

В инновационном менеджменте такая ситуация характеризуется тем, что, согласно [1], ориентация производства на выпуск изделий с улучшенными свойствами требует определения целесообразности и эффективности такой деятельности с учетом постоянной необходимости снижения издержек производства и совершенствования технологии производства. Для реализации такой политики необходимы относительно небольшие расходы на НИОКР, хорошо отработанная технология, опирающаяся на относительно невысокие издержки производства.

Для горного машиностроения - основного поставщика машин и оборудования для железорудной промышленности, научно-техническая политика должна быть направлена на постоянное улучшение качественных характеристик уже освоенной продукции и реализовываться на основе составления программ освоения новых изделий и технологических процессов. Такая политика, в частности, может предусматривать [1] выпуск усовершенствованной продукции, созданной на основе собственных разработок товаров - аналогов новинок, появившихся на рынке, или путем заимствования научно-технических достижений других фирм в результате приобретения лицензий.

Современное состояние инновационных процессов в железорудной промышленности характеризуется рядом факторов:

сильная ограниченность финансовых средств на проведение НИОКР;

отсутствие координации между различными горными предприятиями в вопросах инновационной политики;

отсутствие в рамках предприятий структур, комплексно занимающихся НИОКР;

отсутствие стратегического подхода в сотрудничестве с научными учреждениями и университетами;

сравнительно невысокая отдача от внедрения в производство результатов НИОКР.

Указанные факторы во многом предопределили то обстоятельство, что и в условиях рыночной экономики украинские предприятия по показателям эффективности производства продолжают заметно уступать ведущим железорудным компаниям мира.

Для придания работе железорудных предприятий динамичного характера, повышения эффективности производства, достижения показателей, ее характеризующих, близких к стандартам высокоразвитых стран представляется целесообразным использование следующей инновационной структуры (рис. 1).



Рис. 1. Структура организации НИОКР в железорудной промышленности

Центром инновационной деятельности (центр НИОКР), осуществляемой прежде всего в интересах железорудных предприятий должны являться создаваемые при участии наиболее квалифицированных, склонных к творчеству ученых, представляющих научно-исследовательские институты и университеты, специалистов самих железорудных предприятий, машиностроителей, производящих оборудование для горной промышленности, металлургов как потребителей железорудной продукции, банков.

Такие центры могут служить источниками инноваций в части НИОКР и внедрения в производство нового оборудования, высококачественной продукции, адаптированной к потребностям рынка.

При этом железорудные предприятия выступают как заказчики инноваций, формируя их цели. Кроме того, они являются основными инвесторами инновационного процесса, финансируя разработку наиболее приоритетных направлений НИОКР.

Оптимизация параметров продукции, выпускаемой железорудными предприятиями, производится при участии металлургов, которые, принимая во внимание их сравнительно более благоприятное финансовое положение, могут, для обеспечения стабильных долгосрочных поставок сырья, являться также одними из важных инвесторов различных проектов.

В ряде случаев, при потребности в масштабных капиталовложениях, может быть необходимым участие банков, которые могут финансировать инновационные мероприятия, потенциально способные дать значительный экономический эффект.

Такая структура инновационных центров, в которых осуществляется координация НИОКР и внедрения их результатов в производство, при наличии активной обратной связи, представляется заметно более продуктивной, чем деятельность любых разрозненных элементов, осуществляющих отдельные инновационные мероприятия.

Конкретными задачами железорудного производства в рамках активной инновационной политики могут явиться: разработка богатых руд на больших глубинах, обоснование целесообразности и переход на отработку магнетитовых кварцитов, которые залегают в полях действующих шахт, после достижения экономически целесообразной глубины отработки богатых руд; комплексное использование полезных ископаемых; разработку технологий и освоение производства новых видов высококачественного подготовленного сырья с заданными металлургическими свойствами: локальных спеков и окатышей вместо агломератов, продуктов прямого восстановления железа для бездомного производства металла; внедрение горно-транспортной техники, обогатительного и окомковательного оборудования мирового технического уровня.

Выводы и направления дальнейших исследований. На основе анализа современного положения железорудного производства и литературных источников предложена структура организации инновационного процесса, учитывающая специфические особенности отрасли.

Дальнейшие исследования целесообразно распространить на установление оптимального характера взаимодействия элементов организации НИОКР в железорудной промышленности.

Список литературы

1. Герчикова И.Н. Менеджмент. – М.: Банки и биржи, ЮНИТИ, 1997. – 501 с.
2. Краснокутська Н.В. Інноваційний менеджмент. – К.: КНЕУ, 2003. – 504 с.
3. Балабанов И.Т. Инновационный менеджмент. – С.Пб.: Питер, 2001. – 632 с.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

УДК 65.012.265: 65.011.56

А.А. ВАРАВА, аспірант, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ РЕАЛІЗАЦІЇ ІНФОРМАЦІЙНОЇ ПІДСИСТЕМИ СТРАТЕГІЧНОГО УПРАВЛІННЯ НА ОСНОВІ МЕТОДУ ЗБАЛАНСОВАНИХ ПОКАЗНИКІВ

Надано теоретичні та прикладні засади оцінки ефективності інформаційного забезпечення прийняття стратегічних управлінських рішень на основі збалансованої системи показників.

Ключові слова: ефективність, стратегічна інформація, стратегічні управлінські рішення, інформаційна підсистема стратегічного управління.

Постановка проблеми. Будь-який бізнес-проект створюється на базі розуміння його ефективності з точки зору доцільності та прибутковості. Як правило, переваги інформаційних технологій у керівництва підприємств не викликають сумнівів. Окупність інформаційних проектів визначає більшість представників топ-менеджмента компаній, однак, єдиної методики оцінки ефективності інформаційних систем на сучасному етапі не існує.

Аналіз останніх досліджень. Фахівцями доведено, що результат реалізації управлінських рішень значною мірою залежить від якісного інформаційного забезпечення. У зв'язку з цим розвитку інформаційних систем в організаціях присвячено багато робіт зарубіжних та вітчизняних вчених. Серед них слід відзначити наукові праці Й. Кондо [1], Г.М. Устинової [2], В.М. Мішина [3], І.Ф. Ситника [4] та ін.

У них, насамперед, висвітлюються питання формування інформаційних технологій як структурних елементів корпоративного управління, основних напрямів комп'ютеризації виробничих та управлінських процесів, засобів формалізації інформаційного забезпечення тощо. Але питанням ефективності інформаційного забезпечення різних напрямів управлінської діяльності не приділяється достатньо уваги. Особливо це стосується I рівня формування інформаційно-управлінської системи (ІУС) корпорації або великого промислового підприємства. Якщо ІУС складається з двох рівнів, то на першому, визначальному рівні формується стратегічна інфор-

мація [5,1] для прийняття перспективних управлінських рішень. другий рівень забезпечує керівництво та працівників підприємства тактичною (оперативною) інформацією.

На більшості підприємств поки що розвинуто II-й рівень ІУС. Тому пропонується для підвищення ефективності прийняття та реалізації стратегічних управлінських рішень (СУР) впровадити на першому рівні ІУС інформаційну підсистему стратегічного управління (ІПСУ).

Мета дослідження. Представляється важливим в сучасних умовах для підвищення конкурентоспроможності підприємств у довгостроковій перспективі надати певні підходи до оцінки ефективності інформаційного забезпечення прийняття та реалізації стратегічних управлінських рішень, яке формується в межах ІПСУ.

Викладення основного матеріалу дослідження. План проекту впровадження ІПСУ повинен відповідати не лише стратегічним цілям і прийнятій стратегії розвитку підприємства, а й можливостям його бюджету. У зв'язку з цим, з погляду важливості розвитку інформаційних ресурсів на підприємствах, необхідно дослідити зміст, сутність та ефективність створення даного структурного підрозділу.

Метою впровадження ІПСУ в діяльність підприємства є підвищення ефективності прийняття стратегічних управлінських рішень за рахунок забезпечення сталих ринкових позицій шляхом створення й реалізації довгострокових конкурентних переваг. ІПСУ дозволяє не тільки збирати, систематизувати, прогнозувати фактори зовнішнього середовища, але й формувати інформацію з внутрішнього середовища, яка необхідна для прийняття перспективних управлінських рішень та розробки стратегій.

У контексті даного дослідження, *стратегічне управлінське рішення* - це сукупність планових, організаційних, мотиваційних, контрольних, впливів на об'єкт управління з метою отримання конкретного результату у довгостроковій перспективі, що характеризується слабкою визначеністю інформації джерел та урахуванням прогнозуємих змін у зовнішньому середовищі.

Якщо розглядати створення ІПСУ як окремий проект, то для оцінки його ефективності більш доцільним є підхід, що базується на чіткій постановці вимірюваних цілей перед початком проекту й контролі їх досягнення за його результатами.

З огляду інформаційного забезпечення стратегічного управління в якості вимірюваних (економічних) показників ефективності впровадження ІПСУ можуть розглядатися:

- підвищення конкурентоспроможності товарної продукції;
- підвищення конкурентоспроможності підприємства;
- збільшення частки ринку (інформація по аналізу ринків, споживачів та конкурентів);
- підвищення ефективності використання ресурсів в стратегічній перспективі;
- скорочення виробничих витрат;
- збільшення обсягів продажів;
- збільшення обсягів інвестицій за стратегічно пріоритетними напрямками діяльності.

Важливо визначити, за рахунок яких інструментів, алгоритмів та об'єктів інформаційної підсистеми досягаються такі результати. Тоді значно легше обґрунтувати інвестиції в інформаційні технології та довести керівництву підприємств доцільність впровадження такого «інформаційного» проекту, пояснивши певні результати, яких можна досягти.

Окрім вимірюваних показників відслідковуються також якісні ефекти впровадження системи:

- зростання інвестиційної привабливості підприємства;
- підвищення організаційної дисципліни;
- формування єдиного інформаційного середовища.

Для того щоб організувати роботу з оцінки ефективності проекту впровадження будь-якої інформаційної системи (ІС), а особливо її стратегічної складової (ІПСУ), необхідно:

- установлення стратегічних цілей підприємства;
- визначити напрями сур та структуру основних бізнес-процесів;
- оцінити ці процеси з позиції їх впливу на досягнення стратегічних цілей;
- визначити показники, які дозволяють виміряти цей вплив;
- підібрати кількісні показники, що відображають вплив цих факторів;
- розрахувати ці показники у вартісному виразі та включити їх в обґрунтування економічного ефекту впровадження інформаційної системи.

Обґрунтуємо використання для оцінки ефективності проекту ПСУ збалансовану систему показників (ЗСП) [5-7], яка останнім часом використовується у стратегічній діяльності організацій. Використання ЗСП полягає в формуванні системи взаємозалежних цілей, критичних факторів успіху (КФУ) і ключових показників ефективності. Потім задаються планові значення цілей, КФУ, показників ефективності на стратегічний період. Для досягнення запланованих результатів на кожному етапі необхідно забезпечити якісною інформацією прийняття та реалізацію (СУР).

На основі методичних підходів до формування ЗСП пропонується наступна схема визначення ефективності ПСУ (рис. 1).

Стратегічна інформація, яка використовується керівництвом (див. рис. 1), представляє організовану сукупність баз стратегічних даних (БСД), які сформовані фахівцями підприємства щодо відповідності прийняття рішень за певним напрямом, а також пройшли аналітичну обробку і підготовлені до багаторазового використання в процесі стратегічної управлінської діяльності. БСД містять інформацію про макро- та мікросередовище підприємства, ринкову кон'юнктуру, нові технології, сильні та слабкі сторони, можливості та погрози, прогнозовані ризики.

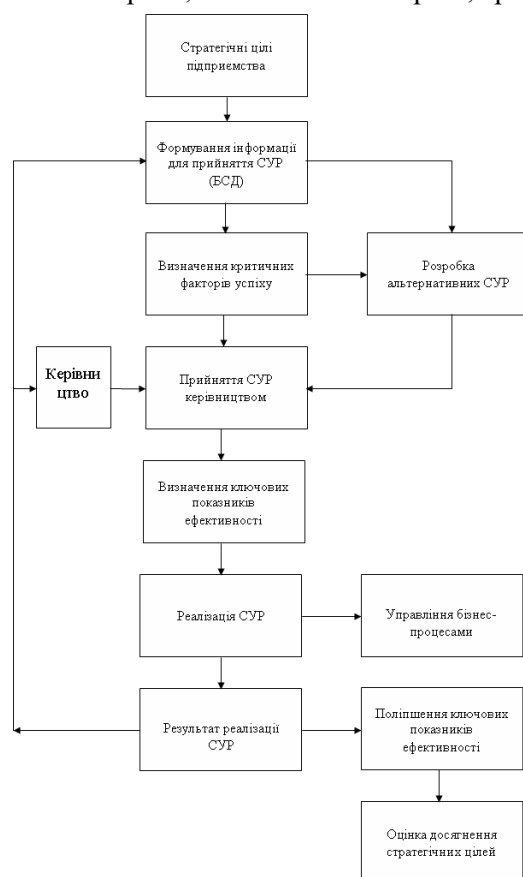


Рис. 1. Послідовність дій з визначення ефективності інформаційного забезпечення стратегічного управління на основі ЗСП

основних напрямів розвитку підприємства:

- удосконалення бізнес-процесів (нові технології, автоматизація виробничих процесів, автоматизація збутових процесів тощо) та формування ефективного виробничого потенціалу;
- зміцнення ринкових позицій;
- поліпшення фінансових результатів;
- реструктуризаційних заходів;
- розвитку соціальної відповідальності;
- управління персоналом.

Підвищення ефективності інформаційного забезпечення можна здійснити шляхом:

- автоматизації бізнес-процесів;
- формування якісних баз даних та сучасного програмного забезпечення;

Оборотний зв'язок відображає надходження інформації про результати реалізації СУР керівництву та до ПСУ, де вона систематизується щодо окремих аспектів виконання завдань. На основі даної інформації здійснюються необхідні коригування у стратегічній діяльності.

Для підвищення ефективності прийняття СУР та поліпшення системи управління здійснено розподіл контрольних індикаторів досягнення стратегічних цілей у розрізі блоків ЗСП (рис. 2).



Рис. 2. Індикатори блоків ЗСП,

орієнтованої на досягнення стратегічних цілей

У даному випадку до блоків ЗСП належать: «Ринкові позиції підприємства», «Фінанси/Економіка», «Бізнес-процеси», «Розвиток інфраструктури і персоналу». Слід відмітити очевидну схожість між показниками ефективності СУР та показниками ефективності ЗСП.

При використанні ЗСП розглядається взаємозв'язок критичних факторів успіху, стратегічних управлінських рішень і показників ефективності. Отже, фактори успіху з'єднують цілі підприємства і прийняті для їх досягнення управлінські рішення. Оцінкою використання факторів успіху є досягнення показників ефективності, які є результатом реалізації управлінських рішень.

Стратегічні управлінські рішення торкаються всіх

надання інформації в ПСУ та її систематизація для прийняття СУР, спрямованих на досягнення стратегічних цілей.

Ланцюжок досягнення стратегічних цілей підприємства за рахунок підвищення ефективності інформаційного забезпечення зображено на наступній схемі:

Розглянемо процес досягнення конкретної стратегічної мети при формуванні ЗСП (рис. 3).

У цьому випадку розглядається взаємозв'язок «Мета - КФУ - управлінські рішення - показники ефективності». Відповідно до досягнення кожної мети на підприємстві формуються КФУ і приймаються СУР, ефективність яких забезпечується якісною інформацією.

Отже, при взаємозв'язку КФУ, СУР і цілей підприємства можна зробити висновок, що КФУ є умовами досягнення цілей, а СУР показують, як ці умови виконуються. Бізнес-процеси, їх автоматизація та інші види удосконалення здійснюються в межах реалізації СУР.

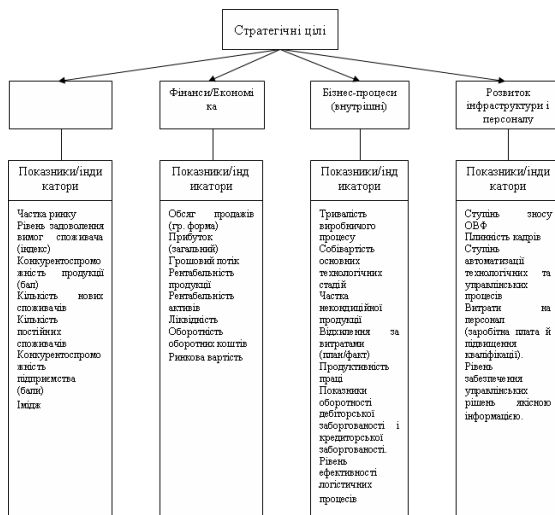


Рис. 3

Висновки: аспекти ЗСП відповідають на основні питання управління - як відносяться до підприємства його споживачі, акціонери та власники, які є внутрішні ресурси, конкурентні переваги і можливості у майбутньому. Досягнення результативних показників ефективності СУР безпосередньо залежить від об'єму та якості інформаційного забезпечення керівництва при їх прийнятті, а також реалізації. Збалансована система показників дозволяє визначити результуючі показники ефективності прийняття СУР, а також урахувати якість інформаційного забезпечення у кінцевому стані управляемого об'єкту.

Рукопис подано до редакції 22.03.12

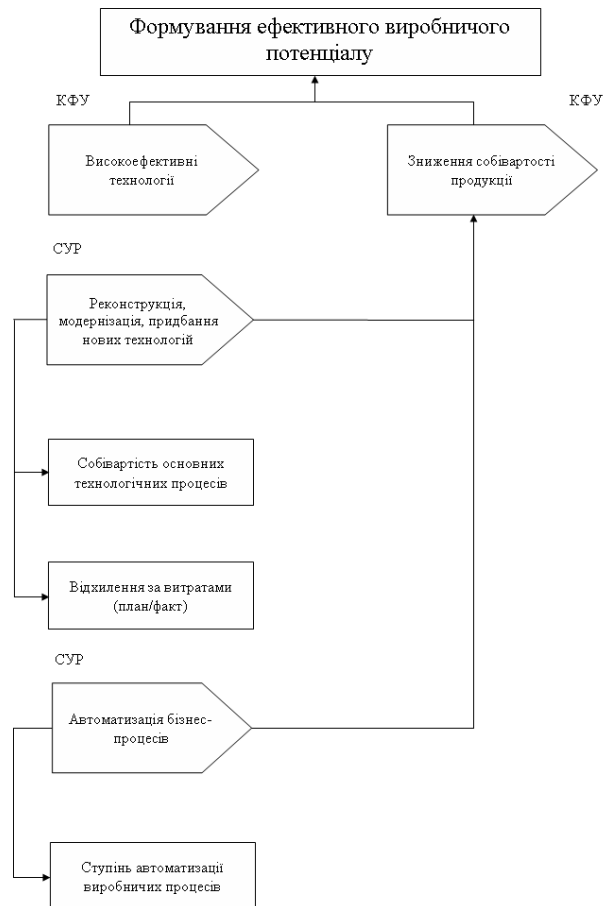


Рис. 4

АНОТАЦІЇ

УДК 622.261.5: 622.27

Ступник Н.И., Андреев Б.Н., Письменный С.В. Исследования формы поперечного сечения подземных выработок при комбинированной отработке месторождений

Приведены результаты исследования крепления горных выработок, разработана методика по определению малого и большого радиуса свода подземных горных выработок с анкерным креплением для условий Криворожского железорудного бассейна.

Ступнік М.І., Андрєєв Б.М., Письменний С.В. Дослідження форми поперечного перетину підземної виробки при комбінованій відробці родовища

Наведено результати досліджень кріплення гірничих виробок, розроблено методику по визначенню малого та великого радіусу склепіння підземної виробки з анкерним кріпленням для умов Криворізького залізорудного басейну.

Stupnik N.I., Andreev B.N., Pismenny S.V. Combined methods of further development of iron-ore deposits of krivorozhskogo pool

The alternative variants of dissection of deposits are resulted at the further working off iron-stones by itunderground and underground methods for the terms of the Krivorozhskogo iron-ore pool.

УДК 622.34

Григор'єв І.Є. Методологія проектування кар'єрів у сучасних умовах

Розглянуто та запропоновано нові сучасні підходи до проектування гірничих систем з урахуванням їх ієрархічного рівня.

Система, проектування, ієрархічність, рішення.

Григорьев И.Е. Методология проектирования карьеров в современных условиях

Рассмотрены и предложены новые современные подходы к проектированию горных систем с учетом их иерархического уровня.

Система, проектирование, иерархичность, решение.

Grigorev I.E. Methodology of planning of quarries is in modern terms

The new modern going is considered and offered near planning of the mountain systems taking into account their hierarchical level.

System, planning, hierarchicalness, decision.

УДК 622.235

Скачков А.А. Математичне моделювання розповсюдження вибухової хвилі у масиві гірської породи

Розглядається задача про розташування двох зарядів на уступі гірських порід і розповсюдження прямої хвилі напруг, а слідом двох її відображень: від покрівлі уступу і його укосу, за умов підривання одного із зарядів, з метою визначення сприятливих умов для підривання другого заряду.

Скачков А.А. Математическое моделирование распространения взрывной волны в массиве горной породы

Рассматривается задача о расположении двух зарядов на уступе горных пород и распространение прямой волны напряжений, а далее двух ее отображений: от кровли уступа и его укоса, при условиях взрывания одного из зарядов для определения благоприятных условий для взрывания второго заряда.

Skachkov A.A. A mathematical design of distribution of explosive wave is in the array of mountain breed

A task about the location of two charges on the ledge of mountain breeds and distribution of direct wave of tensions is examined, and further of two her reflections: from the roof of ledge and his hay - crop, on conditions of one exploding of charges for determination of favourable terms for the exploding of the second charge.

УДК 622.271: 622.013

Бабець Є.К. Удосконалення процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах при комплексній розробці залізорудних родовищ

Визначено основні напрями удосконалення процесів ресурсозбереження на гірничих підприємствах. Розроблена методика проведення досліджень з оцінки стану управління виробничими ресурсами і виявлення наявних та прихованих резервів. Запропоновані конкретні заходи з удосконалення процесів ресурсозбереження за рахунок зниження собівартості виробництва залізорудної продукції та підвищення її якості.

Ключові слова. Гірничі підприємства, процеси ресурсозбереження, видобувні роботи, збагачення.

Бабец Е.К. Усовершенствование процессов ресурсосбережения на горных предприятиях при комплексной разработке железорудных месторождений

Определены основные направления совершенствования процессов ресурсосбережения на горных предприятиях. Разработана методика проведения исследований по оценке состояния управления производственными ресурсами и выявление имеющихся и скрытых резервов. Предложены конкретные меры по совершенствованию процессов ресурсосбережения за счет снижения себестоимости производства железорудной продукции и повышения ее качества.

Ключевые слова. Горные предприятия, процессы ресурсосбережения, добывающие работы, обогащение.

Babets E.K. Improvement of processes of resource saving on mountain enterprises at complex development of iron-ore deposits

Determined the main directions of improving resource saving processes in mining enterprises. Devised method for realization of researching the assess of condition in production resources management and identifying existing and hidden reserves. Proposed specific measures to improve the processes of resource saving by reducing the production cost of iron ore products and improving its quality.

Key words. Mining companies, resource saving process, mining works, ore concentration.

 УДК 622.235

Васильчук Я.В. Математическое моделирование взрывов в горных породах

Разработана математическая модель, которая позволяет определить скорость движения горных пород в условиях применения короткозамедленного взрывания, а также влияние на неё угла расположения скважинных зарядов.

Васильчук Я.В. Математичне моделювання вибухів в гірських породах

Розроблено математичну модель, яка дозволяє визначити швидкість руху гірських порід в умовах застосування короткоповільненого підривання, а також вплив на нього кута розташування свердловинних зарядів.

Vasilchuk Y. Mathematical modelling of rock blasting

Designed the mathematical model that allows to define the rocks movement velocity in condition of using the short-delay timing blasting as well as influence on its angle location of the blastholes charges.

 УДК 622.341.1

Колосов В.А. Организация системы управления показателями извлечения железных руд при подземной разработке месторождений

Затронута проблема подземного способа разработки, как необходимость одновременного обеспечения высокой технической эффективности извлечения руды (полноты извлечения запаса руды из недр с минимальной потерей ее качества) и высокой экономической эффективности отработки запаса месторождения, а также рассматривается необходимость правильной организация работ по реализации функций в области обеспечения рациональной эксплуатации запасов железорудных месторождений.

Колосов В.О. Організація системи управління показниками витягання залізняку при підземній розробці родовищ

Зачеплено проблему підземного способу розробки, як необхідність одночасного забезпечення високої технічної ефективності витягання руди (повнота вилучення запасу руди з надр з мінімальною втратою її якості) і високої економічної ефективності відпрацювання запасу родовища, а також розглядається необхідність правильної організації робіт по реалізації функцій в області забезпечення раціональної експлуатації запасів залізородних родовищ.

Kolosov V.O. Organization of control system by the indexes of extraction of iron-stones at underground development of deposits

The problem of underground method of development, as necessity of the simultaneous providing of high technical efficiency of extraction of ore (plenitudes of extraction of supply of ore from the bowels of the earth with the minimum loss of her quality) and high economic efficiency of working off the supply of deposit, is affected, and also a necessity is examined by correct organization of works on realization of functions in area of providing of teaming-up of supplies of iron-ore deposits.

 УДК 622.27

Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю. Актуальные проблемы ввода в эксплуатацию глубоких горизонтов железорудных карьеров

Определены параметры карьера, при достижении которых усложняется технология горных работ из-за вероятности периодического затопления глубоких горизонтов. Предложены технологические схемы производства горных работ при вскрытии новых уступов.

Карьер, технологические схемы проведения траншей, водоотлив
Слободянюк В.К., Турчин Ю.Ю. Актуальні проблеми введення в експлуатацію глибоких горизонтів залізородних кар'єрів.

Визначені параметри кар'єра, при досягненні яких ускладнюється технологія гірничих робіт через ймовірність періодичного затоплення глибоких горизонтів. Запропоновані технологічні схеми ведення гірничих робіт при розкритті нових уступів.

Кар'єр, технологічні схеми проведення траншей, водовідлив.
Slobodyanyuk V.K. Turchin Y.Y. Actual problems of commissioning of the deep horizons of iron ore pits

The parameters of the open pit, which cause the complication of mining operations due to the probability of intermittent flooding of deep levels were determined. The mining operation diagrams for opening up the new benches are proposed.

Career, technological schemes of the trenches, drainage

 УДК 622.83: 622.271.33

Николашин Ю.М., Перегудов Ю.В. Геомеханическая схема расчета устойчивости подработанного борта карьера с крутопадающей слоистостью

Предложена схема расчета устойчивости подработанного борта глубокого карьера с учетом развития областей сдвижения горных пород при крутопадающей слоистости массива.

Ніколашин Ю.М., Перегудов Ю.В. Геомеханічна схема розрахунку стійкості підпрацьованного борта кар'єра з крутоспадною шаруватістю

Запропоновано схему розрахунку стійкості підробленого борту глибокого кар'єра з урахуванням областей зсуву гірничих порід при крутоспадній шаруватості масиву.

Nikolashin I.M., Peregudov I. M. Geomechanical scheme for calculating the stability of disturbed edge of the pit with steep-falling stratification

The proposed scheme for calculating the stability of the disturbed the side of a deep pit with the development of areas of subsidence in the steep-falling rock solid bedding

 УДК 622.062:622.281

Волкова В.Є., Бровко Д.В., Хворост В.В. Обгрунтування параметрів прогнотних будов на поверхні шахт з ураху-

ванням переходу на полегшені огорожувальні конструкції

Виконано аналіз напружено-деформованого стану прогонових будов за умови переходу їх на полегшені огорожувальні конструкції.

Волкова В.Е., Бровко Д.В., Хворост В. Обоснование параметров пролетных строений на поверхности шахт с учетом перехода на облегченные ограждающие конструкции

Выполнен анализ напряженно-деформированного состояния пролетных строений при переходе их на облегченные ограждающие конструкции.

Volkova V.E., Brovko D.V., Khvorost V.V. Explanation of span structures on the mines surface characteristics with account of transition to eased cladding structures

The analysis of the stress-strain state span structures under conditions of changing to the lightweight building envelope.

УДК 658.38

Швагер Н.Ю. Завдання і функції керівника підприємства при забезпеченні безпеки праці

Наведено аналіз ролі керівника підприємства (топ-менеджера) і інженерного корпусу (менеджери) у вирішенні цільових завдань по забезпеченню безпеки праці і зниженню рівня травматизму.

Швагер Н.Ю. Задания и функцируководителя предприятия при обеспечении безопасности труда

Приведен анализ роли руководителя предприятия (топ-менеджера) и инженерного корпуса (менеджеров) при решении целевых заданий по обеспечению безопасности труда и снижению уровня травматизма.

Shvager N.Ju. Tasks of and function of leader of enterprises at providing of safety of labour

An analysis over of role of leader of enterprise (top-manager) and engineering corps (managers) is brought at the decision of having a special purpose tasks on providing of safety of labour and decline of level of traumatism.

УДК [622.74:621.926.086: 532.5].001.5

Филимонов П.Е., Морус В.Л. Исследования процессов тонкого грохочения с пространственным и гидродинамическим перемещением надрешетных фракций

Проведены исследования процессов тонкого грохочения с пространственным и гидродинамическим перемещением надрешетных фракций. Обоснована целесообразность применения просеивающих поверхностей из износостойких эластомеров, обеспечивающих высокую эффективность грохочения при классификации тонкодисперсных пульп.

Ключевые слова: процессы тонкого грохочения, тонкодисперсные пульпы, пространственное и гидродинамическое перемещение надрешетных фракций, просеивающие поверхности из износостойких эластомеров.

Філімонов П.Є., Морус В.Л. Дослідження процесів тонкого просівання з просторовим і гідродинамічним переміщенням надрешітних фракцій

Проведено дослідження процесів тонкого просівання із просторовим і гідродинамічним переміщенням надрешітних фракцій. Обґрунтовано доцільність застосування поверхонь, що просівають, зі зносостійких еластомерів, які забезпечують високу ефективність просівання при класифікації тонкодисперсних пульп.

Ключові слова: процеси тонкого просівання, тонкодисперсні пульпи, просторове та гідродинамічне переміщення надрешітних фракцій, поверхні, що просівають, зі зносостійких еластомерів.

Filimonov P.E., Morus V.L. Investigations of fine screening process with a spatial displacement and hydrodynamic oversize fractions

The investigation of fine screening process with a spatial displacement and hydrodynamic oversize fractions is done. The expediency of application of the sieve surface wear of elastomers that ensure high efficiency of screening for the classification of fine pulp.

Keywords: processes of fine screening, fine pulp, spatial and hydrodynamic-mechanical movement of oversize fractions, screening the surface from abrasion-resistant elastomers.

УДК 658.26: 37.0

Голишев О.М., Голишев А.О., Михалків Д.В., Кіріченко П.С. Пріоритетні напрямки підвищення енергоефективності будівель навчальних закладів

Наведено результати поглибленого енергоаудиту одного з навчальних корпусів ДВНЗ «КНУ» та запропоновані заходи щодо підвищення енергоефективності будівель навчальних закладів.

Гольшев А. М., Гольшев А.А., Михалкив Д.В., Кириченко П. С. Приоритетные направления повышения энергоэффективности зданий учебных заведений

Приведены результаты углубленного энергоаудита одного из учебных корпусов ГВУЗ "КНУ" и предложенные мероприятия по повышению энергоэффективности зданий учебных заведений.

Golyshev A.M., Golyshev A.A., Kirichenko P.S. Priority directions of increase of энергоэффективности of building of educational establishments

Results over of one deep energyaudit are brought of educational corps of ГВУЗ "КНУ" and offered measures on the increase of energy to efficiency of of building of educational establishments.

УДК 622.788.36.5

Лапшин А.А., Серебренников Э.В., Лапшина Д.А. Термодинамический анализ процесса расширения водовоздушной смеси

Проведен теоретический анализ процесса расширения водовоздушной смеси в сопле, которое входит в состав устройства, разработанного для охлаждения горных выработок. При анализе используется термодинамический метод.

Лапшин О.О., Серебренников Е.В., Лапшина Д.О. Аналіз термодинаміки процесу розширення водоповітряної суміші

Теоретичний аналіз процесу розширення водоповітряної суміші проводиться в насадці, яка входить до складу пристрою, розробленого для охолодження гірничих виробок. Для аналізу використовується метод термодинаміки.

Lapshyn A.A., Serebrenikov T.V., Lapshina D.A. Thermodynamics analysis of process of expansion of водовоздушной mixture

The theoretical analysis of process of expansion of water of by air mixture is conducted in a nozzle, which enters in the complement of device, worked out for cooling of the mountain making. For an analysis a thermodynamics method is used.

УДК 622.86: 622.272

Давыдов А.В., А.М Голышев, Пищикова Е.В. Анализ существующих методов и выбор критериев базовой оценки рисков в области охраны труда в условиях горных предприятий

Систематизированы существующие количественные и качественные методы и методики оценки рисков в области охраны труда с целью последующего обоснования выбора метода для использования (адаптирования) при расчетах рисков травмирования в условиях ПАО «Евраз Суха Балка».

Ключевые слова: оценка и управление рисками в области охраны труда, вероятность, тяжесть, последствия, несчастный случай

Давидов В.А., Голишев О.М., Пищикова О.В. Анализ існуючих методів і вибір критеріїв базової оцінки ризиків в галузі охорони праці в умовах гірничих підприємств

Систематизовано існуючі кількісні та якісні методи і методики оцінки ризиків в галузі охорони праці з метою наступного обґрунтування вибору методу для використання (адаптації) при розрахунках ризиків травмування в умовах ПАО "Євраз Суха Балка".

Ключові слова: оцінка і управління ризиками в області охорони праці, вірогідність, тяжкість, наслідки, нещасний випадок

Davydov A.V., Golushev A.M., Pychikova O.V. Analysis of existent methods and choice of criteria of base estimation of risks in area of labour protection in the conditions of mountain enterprises

Systema existent quantitative and high-quality methods and methods of estimation of risks in area of labour protection with the purpose of subsequent ground of choice of method for using (adaptations) for the calculations of risks of injuring in the conditions of ПАО "Евраз Veam" is Dry.

Keywords: estimation and management risks in the areas of labour protection, probability, weight, consequences, accident

УДК 624.042.7

Романенко К.М. Анализ способов и материалов для усиления та восстановления зданий и споруд в районах с повышенной сейсмичной активностью

Ключові слова: землетрус, сейсмостійкість, промислова споруда, просторова модель, відновлення.

Романенко Е.Н. Анализ способов и материалов для усиления и восстановления зданий и сооружений в районах с повышенной сейсмической активностью

Приведена реализация расчетов на сейсмостойкость пространственной модели промышленного сооружения в ПК «ЛИРА 9.6». Проанализировано напряженно-деформированное состояние сооружения при сейсмичности 7, 8 и 9 баллов. По результатам исследований сделаны выводы.

Ключевые слова: землетрясение, сейсмостойкость, промышленное сооружение, пространственная модель, восстановление.

Romanenko K.N. Analysis of the methods and the materials for strengthening and renewal of buildings and constructions in the districts with a high seismic activity

Наведено реалізацію розрахунків на сейсмостійкість просторової моделі промислової споруди в ПК "ЛІРА 9.6". Проаналізовано напружено-деформований стан споруди при сейсмичності 7, 8 та 9 балів. За результатами досліджень зроблено висновки.

Presents seismic stability calculations for a three-dimensional model of an industrial structure made by "Lira 9.6". If also analyses the deflected mode of the structure at 7, 8, 9-point seismicity and gives conclusions of the research.

Key words: earthquake, seismic stability, industrial structure, three-dimensional, repairs.

УДК 621-752: 622.233.65

Бондарец А.А., Неймирко С.И. Теоретическое исследование двухмассового виброзащитного устройства переносного пневматического перфоратора с независимым вращением инструмента с учетом вязкого трения

Рассмотрена двухмассовая виброзащитная система переносного пневматического перфоратора. Приведено решение системы дифференциальных уравнений, описывающих двухмассовую виброзащитную систему с учетом коэффициентов вязкого трения в ступенях.

Ключевые слова: пневматический перфоратор, независимое вращение, виброзащитная система, вязкое трение, коэффициент виброизоляции.

Бондарец А.О., Неймирко С.И. Теоретичне дослідження двохмасового віброзахисного пристрою переносного пневматичного перфоратора з незалежним обертанням інструменту з урахуванням в'язкого тертя

Розглянуто двомасову віброзахисну систему переносного пневматичного перфоратора. Наведено розв'язок системи диференціальних рівнянь, які описують двохмасову віброзахисну систему з урахуванням коефіцієнта в'язкого тертя в ступенях.

Ключові слова: пневматичний перфоратор, незалежне обертання, віброзахисна система, в'язке тертя, коефіцієнт віброізоляції.

Bondarets A. A., Nejmirkko S.J. Theoretical research of twomass vibroprotective device of portable pneumatic perforator with the independent rotation of instrument taking into account a viscid friction

The twomass vibroprotective system of portable pneumatic perforator is considered. The decision systems of differential equalizations, describing the twomass vibroprotective system taking into account ratio of viscid friction in the stages are resulted.

Keyword: rock drill, independent rotation, vibroprotective system, viscid friction, ratio of vibration isolation.

УДК 681.51: 622.7

Купін А.І. Дослідження та обґрунтування вибору методів навчання багатовимірних нейромережових структур технологічного призначення

Зроблений аналіз існуючих методів навчання багатовимірних нейромережових структур. Шляхом комп'ютерного моделювання досліджено найбільш ефективні методи навчання. Надані рекомендації застосування обраних методів на прикладі завдань багатовимірної апроксимації для збагачувальної технології.

Купин А. И. Исследование и обоснование выбора методов обучения многомерных нейросетевых структур технологического назначения

Сделан анализ существующих методов обучения многомерным нейросетевых структур. Путем компьютерное моделирование исследованы наиболее эффективные методы обучения. Предоставлены рекомендации применения избранных методов на примере задач многомерной аппроксимации для обогащательной технологии.

Kupin A.I. Research and substantiation of a choice of methods of training multidimensional of neural networks structures of technological appointment

The analysis of existing methods of training multidimensional neural networks structures is made. The way computer modeling investigates the most effective methods of training. Recommendations of application of the selected methods on an example of problems of multidimensional approximation for concentrating technology are given.

УДК 622.271: 622.684

Гальченко А.В., Монастирський Ю.А., Веснін А.В., Сістук В.О. Коригування мінімальної ширини площадок для маневрування кар'єрних автосамоскидів у відповідності до гірничотехнічних умов

Досліджено зміну радіусу повороту великовантажних кар'єрних автосамоскидів від коефіцієнтів опору кочення опорних поверхонь маневрових площадок та встановлено коефіцієнт, що коригує розміри площадок для маневрування у відповідності до характеристик їх покриття.

Гальченко А.В., Монастырский Ю.А., Веснин А.В., Систук В.А. Корректирование минимальной ширины площадок для маневрирования карьерных автосамосвалов в соответствии с горнотехническими условиями

Исследованы изменение радиуса поворота большегрузных карьерных автосамосвалов от коэффициентов сопротивления качению опорных поверхностей маневровых площадок и установлен коэффициент, корректирующий размеры площадок для маневрирования в соответствии с характеристиками их покрытия.

Galchenko A.V., Monastyrskiy Ju.A., Vesnin A.V., Sistuk V.A. Minimal width adjustment of maneuvering areas for open pit trucks according the mining conditions

Change of radius of turn of oversize pit dump trucks are investigated due to factors of rolling resistance of basic surfaces of maneuvering areas and the rate, which adjust the size of maneuvering areas in accordance with the characteristics of the coating is established.

УДК 621.67.004.6

Дубровський С.С., Самошкіна С.П., Орлов Е.В. Влияние дефектов полученных в процессе изготовления и монтажа на эксплуатационные свойства деталей

В работе проведен анализ основных дефектов валов шламовых насосов. Рассмотрено влияния дефектов изготовления и монтажа на прочностные характеристики валов. с помощью моделирования в CAD/CAE системах «SolidWorks» и «Компас 3D».

Насос, вал, напряжение, усталость, наплавка

Дубровський С.С., Самошкіна С.П., Орлов Е.В. Вплив дефектів отриманих в процесі виготовлення і монтажу на експлуатаційні властивості дефектів валів шламових насосов. Рассмотрено влияния дефектов изготовления и монтажа на прочностные характеристики валов. с помощью моделирования в CAD/CAE системах «SolidWorks» и «Компас 3D».

Насос, вал, напруження, втома, наплавка

Dubrovskiy S.S., Samoshkina S.P., Orlov E.V. Influence of defects of poluchenykh in the process of making and editing on operating properties of details

The analysis of basic defects of billows of sludgers is conducted in a robot. Influences of defects of making and editing are considered on prochnostnye descriptions of billows. by a design in CAD/CAE systems of «SolidWorks» and «Compass of 3D».

Pump, billow, tensions, fatigue, naplavka

УДК 621.926:34.16

Моркун В.С., Гончаров С.А., Підгородецький Н.С. Моделирование изменения давления в процессе распространения фронта импульса высокоэнергетического ультразвука в потоке пульпы

Приведено описаніе основных положений, используемых при математическом моделировании процесса распространения импульса высокоэнергетического ультразвука в случайно-неоднородной среде.

Ключевые слова: моделирование, ультразвук, давление, пульпа.

Моркун В.С., Гончаров С.А., Підгородецький Н.С. Моделивання зміни тиску в процесі поширення фронту імпульсу високоенергетичного ультразвука в потоці пульпи

Приведено опис основних положень, використовуваних при математичному моделюванні процесу поширення ім-

пульсу високоенергетичного ультразвуку в випадково-неоднорідному середовищі.

Ключові слова: моделювання, ультразвук, тиск, пульпа.

Morkun V.S., Goncharov S.A., Pidgorodetsky V.S. A design of change of pressure in the process of distribution of front of impulse of high-energy ultrasound in the stream of mash

Description over of substantive provisions, used for the mathematical design of process of distribution of impulse of high-energy ultrasound in a by-heterogeneous environment is brought.

Keywords: design, ultrasound, pressure, mash.

УДК 621.311.4.031

Сінчук О.М., Бойко С.М. До питання про вибір потужностей вітрогенераторних мініелектростанцій для підземних вироботок шахт

Досліджено можливі потужності вітрогенераторів з різними типами вітрових коліс в підземних вироботках шахт. Проаналізовано дані щодо роботи вітроустановки з вертикальною висою обертання за шахтних умов. Обґрунтовано застосування, для шахт, вітрогенераторів з вертикальною віссю обертання.

Синчук О.Н., Бойко С.Н. К вопросу о выборе мощностей ветрогенераторных миниэлектростанций для подземных вироботок шахт

Исследовано возможные мощности ветрогенераторов с разными типами ветровых колёс в подземных вироботках шахт. Проанализированы данные относительно работы ветроустановки с вертикальной осью вращения при шахтних условиях. Обосновано применение, для шахт, ветрогенераторов с вертикальной осью вращения.

Sinchuk O., Boyko S. To question about choice of mini power-station of wind generator in the minds of underground mines

Possible powers of wind generator are investigational with the different types of wind wheels in underground wind generator of ore mines. Wind generator given in relation to work are analysed with the vertical axis of rotation at mine terms. Grounded application, for mines, wind generator with the vertical axis of rotation.

УДК 622.7

Жуков С.А., Гирин В.С., Гирин И.В. Гранулометрический контроль областей регулярности состава дробленных пород

Описан апробированный во Франции метод, которым определяются области регулярности гранулометрического состава взорванных горных пород при применении видеогранулометрии.

Жуков С.О., Гірін В.С., Гірін І.В. Гранулометричний контроль областей регулярності складу здрібнених порід

Описано апробований у Франції метод, яким визначаються області регулярності гранулометричного складу підірваних гірських порід при застосуванні видеогранулометрії.

Zhukov S.A., Guirin V.S., Guirin I.V. Grain-size control of areas of grain-size regularity of the crushed rocks

The method that is determine the areas of regularity of grain-size distribution of gun-puffed rocks at application of videogranulometry approved in Fran

УДК 622.734.001.57

Павлыш В.Н., Гребенкин С.С., Тарабаева И.В. Экспериментальные исследования процесса сушки в «кипящем слое» в условиях предприятия «ЧАО Яновское»

Представлены результаты сравнительного анализа теоретических и экспериментальных исследований процесса сушки в «кипящем слое» и рекомендации по модернизации сушильного оборудования на предприятии «ЧАО Яновское». Ключевые слова: процесс, параметр, исследование, проект, оборудование.

Павлыш В.М., Гребьонкін С.С., Тарабасва І.В. Експериментальні дослідження процесу сушки в «киплячому шарі» в умовах підприємства «ЧАО Янівське»

Представлено результати аналізу теоретичних і експериментальних досліджень процесу сушки в «киплячому шарі» та рекомендації з модернізації сушильного обладнання на підприємстві «ЧАО Янівське».

Ключові слова: процес, параметр, дослідження, проект, обладнання.

Pavlysh V.N., Grebyonkin S.S., Tarabayeva I.V. Experiment investigations of process of drying in “boiling layer” in conditions of enterprises “ChAO Yanovsk”

The results of comparison analysis of theoretic and experiment investigation of process of drying in “boiling layer” and recommendations for modernization of drying equipment at enterprise “ChAO Yanovsk” are considered.

Key words: process, parameter, investigation, project, equipment.

УДК 535:546.47

Рудь Ю.С., Радченко И.С., Малиновская А.Ю. Оптические свойства наночастиц цинка

Экспериментально исследованы спектры ослабления света коллоидными частицами цинка в этилацетате в процессе автокоагуляции. Измеренные спектры сравнивались с вычисленными спектрами поглощения для сферических частиц Zn разных размеров по формулам Г.Ми.

Ключевые слова: коллоидные растворы, наночастицы, органозоли, оптика мутных сред.

Рудь Ю.С., Радченко І.С., Малиновська Г.Ю. Оптичні властивості наночастинок цинку

Експериментально досліджено спектри ослаблення світла колоїдними частинками цинку в этилацетаті в процесі автокоагуляції. Виміряні спектри порівнювалися з обчисленими спектрами поглинання для сферичних частинок Zn різних розмірів за формулами Г.Мі.

Ключові слова: колоїдні розчини, наночастки, органозолі, оптика каламутних середовищ.

Rud Y.S., Radchenko I.S., Malinowska A.Y. Optical properties of nanoparticles of zinc

Experimental spectra of the light attenuation colloidal particles of zinc in ethyl acetate in avtokoagulyatsii. The measured spectra were compared with the calculated absorption spectra of Zn for spherical particles of different sizes according to the

formulas G.Mi.

Keywords: colloid solutions, nanochasticity, organosols, optics of turbid environments.

УДК 621.311.1.004.18(03)

Синчук О.Н., Лесной Н.И. Методика расчета экономически обоснованного режима эксплуатации силовых трансформаторов

Предложена методика расчета экономически обоснованного режима работы трансформаторов главных понизительных подстанций (ГПП) предприятий с учетом ряда факторов влияющих на величину эксплуатационных затрат силовых установок. Проведена апробация методики на трансформаторе ТРНД-63000/150/10.

Sinchuk O.M., Lisnyi M.I. Method of calculation of the economic grounded mode of exploitation of power transformers

The design procedure of economically well-founded operating mode of transformers main electrical stations the enterprises taking into account a number of factors of operational expenses of power-plants influencing size is offered. Technique approximation is spent on the transformer TRND-63000/150/10.

Сінчук О.М., Лісний М.І. Методика розрахунку економічно обґрунтованого режиму експлуатації силових трансформаторів

Запропонована методика розрахунку економічно обґрунтованого режиму роботи трансформаторів головних понижуючих підстанцій (ГПП) підприємств з урахуванням ряду чинників, що впливають на величину експлуатаційних витрат силових установок. Проведена апробация методики на трансформаторі ТРНД-63000/150/10.

УДК 622.831

Бугаёва Н.А., Селезнёва Ю.М., Назимко И.В. Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг длинного очистного забоя. Настройка модели

Произведена подготовка, регулирование и наладка компьютерной модели с целью изучения распределения напряжений и деформаций пород вокруг лавы.

Бугайова Н.А., Селезньова Ю.М., Назимко І.В. Дослідження пружно-деформованого стану масиву гірських порід навколо довгого очисного вибою. Налаштування моделі

Проведена підготовка, регулювання та налагодження комп'ютерної моделі з метою вивчення розподілу напружень та деформацій порід навколо лави.

Bugayova N.A., Seleznyova U.M., Nazimko I.V. Investigation of rock mass in stressedly-deformed state around long coal face. Adjustment of model

Preparation, regulation and adjustment of computer model have been carried out to study distribution strain and deformations of rock around the long wall face.

УДК 621-192

Кіянновський М.В., Гуцал А.В. Диагностика локальных дефектов та ресурсу поверхностей трения

У статті розглядаються основні діагностичні ознаки, які виникають при раптових відмовах пар третя роторних механізмів та методи розпізнавання технічного стану контактуючих поверхонь, розроблена технологія діагностування процесу розвитку та утворення локальних дефектів поверхонь третя.

Ключові слова: **діагностика, ресурс, поверхні третя, коливання, дефект, частота.**

Кияновский Н.В., Гуцал А.В. Диагностика локальных дефектов и ресурса поверхностей трения

В статье рассматриваются основные диагностические признаки, которые возникают при внезапных отказах пар трения роторных механизмов и методы распознавания технического состояния контактирующих поверхностей, разработана технология диагностирования процесса развития и образования локальных дефектов поверхностей трения.

Ключевые слова: **диагностика, ресурс, поверхности трения, колебание, дефект, частота.**

Kiyanovsky N.V., Gutsal A.V. Diagnostic local defects and resource surfaces of friction

The article examines the main diagnostic features, which arise due to sudden failure of friction pairs of rotary mechanisms and methods of recognition the technical condition of the contacting surfaces, designed the technology of diagnosis development process and appearance of local defects of the friction surfaces.

Key words: **diagnosis, resource, surface friction, vibration, defect frequency.**

УДК 621.78

Нечаев В.П., Рязанцев А.А. Модификация свойств поверхностных слоев тяжело нагруженных деталей горных машин посредством плазменного упрочнения

Рассмотрены особенности технологии плазменного упрочнения поверхностей зубьев крупномодульных колес. Обосновано преимущество метода для повышения эксплуатационных показателей деталей горных машин.

Ключевые слова: плазмотрон прямого действия, плазменный нагрев, термический цикл, упрочненный слой, эксплуатационные показатели.

Нечаев В.П., Рязанцев А.О. Модифікація властивостей поверхневих шарів важконавантажених деталей гірничих машин за допомогою плазмового зміцнення

Розглянуто особливості технології плазмового зміцнення поверхонь зубів крупномодульних коліс. Обґрунтовано переваги методу для підвищення експлуатаційних показників деталей гірничих машин.

Ключові слова: плазмотрон прямої дії, плазмовий нагрів, термічний цикл, зміцнений шар, експлуатаційні показники

Nechaev V.P., Ryazancev A.A. Surface layers of mining machinery heavily loaded details properties modification by means of plasma hardening

The features peculiarities of the surfaces plasma hardening wheels with large module technology are considered. The features of the equipment for the plasma hardening are shown. The advantages of the method for the increase of operating indices of the mining machines details are grounded.

Key words: direct action plasmatron, plasma heating, the thermal cycle, the strengthened layer, operating indices

УДК 504.054:622.692.4

Тришина Г. Г., Антонік І. П. Оцінка стану екологічної безпеки ґрунтового покриву Кривбасу під час експлуатації нафтоперекачувальної станції «Широке» ПАТ «Укртранснафта»

Проведена оцінка стану екологічної безпеки ґрунтового покриву прилеглої території нафтоперекачувальної станції «Широке», за допомогою аналізу видового складу рослин, враховуючи фітотоксичність ґрунту.

Trishyna A. G., Antonik I. P. Оценка состояния экологической безопасности почвенного покрова Кривбасса при эксплуатации нефтеперекачивающей станции «Широкое» ПАО «Укртранснефть»

Проведена оценка состояния экологической безопасности почвенного покрова прилегающей территории нефтеперекачивающей станции «Широкое», с помощью анализа видового состава растений, учитывая фитотоксичность почвы.

Trishyna A. G., Antonik I. P. The assessment of the status of environmental safety of the soil cover of Krivbass in exploitation the oil-transfer station «Shyrokoe» PAO «Ukrtransnafta»

Carry out the assessment of the environmental safety of the soil cover of the adjacent territory of the oil-transfer station «Shyrokoe» with the help of analysis of species composition of plants, taking into account the phytotoxicity of the soil.

УДК 622.867:622.016.47

Козащенко П.Г., Рясний В.М. Надійність запобіжних пристосувань малогабаритного аварійно – рятувального монорейкового підйомника як один з чинників підвищення безпеки праці гірників під час проведення підняттявих гірничих виробок

Наведено структурну схему аварійно-рятувального підйомника ППР-350 та конструкцію його кліті. Докладно розглянута конструкція автоматичного вловлювача кліті та гальмівної системи. Особливу увагу приділено теоретичним розрахункам кінематичним, енергетичним, силовим та міцностним параметрам і характеристикам запобіжних пристосувань підйомника.

Ключові слова: підвищення надійності, запобіжні пристосування, малогабаритний аварійно – рятувальний монорейковий підйомник, кліть, барабан шланговий, котушка кабельна, тарільчаста пружина, нажимний диск, гальмівний диск, динамічне навантаження, шлях гальмування, автоматичний вловлювач, розрахунок, дослідження.

Козащенко П.Г., Рясной В.М. Надежность предохранительных приспособлений малогабаритного аварийно - спасательного монорельсового подъемника как один из факторов повышения безопасности труда горняков во время проведения подняттевых горных выработок

Приведена структурная схема аварийно-спасательного подъемника ППР-350 и конструкцию его клетки. Обстоятельно рассмотренная конструкция автоматического уловителя клетки и тормозной системы. Особенное внимание уделено теоретическим расчетам кинематическим, энергетическим, силовым и мцностным параметрам и характеристикам предохранительных приспособлений подъемника.

Ключевые слова: повышение надежности, предохранительные приспособления, малогабаритный аварийно - спасательный монорельсовый подъемник, клеть, барабан шланговый, катушка кабельная, тарильчаста пружина, нажимный диск, тормозной диск, динамическая нагрузка, путь торможения, автоматический уловитель, расчет, исследование.

Козащенко П.Г. Рясний В.М. Reliability of preventive adaptations small under abnormal condition - rescue single-rail lift as one of factors of increase of safety of labour of miners during realization of підняттявих of the mountain making

A flow diagram over of аварійно-спасательного lift of ППР is brought-350 and construction of his cage. Thoroughly considered construction of automatic catcher of cage and brake system. The special attention is spared to the theoretical calculations a kinematics, power, power and to the мцностним parameters and descriptions of preventive adaptations of lift.

Keywords: increase of reliability, preventive adaptations, small under abnormal condition is a rescue single-rail lift, cage, drum a hose, spool a cable, тарильчаста spring, нажимный disk, brake disk, dynamic loading, braking way, automatic catcher, calculation, research.

УДК 625.768.5

Веснін А.В., Почужевський О.Д., Методика визначення показників складності маршруту руху, ефективності роботи та узгодженості параметрів системи «двигун-трансмсія» кар'єрних самоскидів

Проаналізовано теоретичне дослідження впливу геометричних параметрів і форми клиноподібних руйнівних елементів дорожньої машини на процес сколювання льоду та поширення лідируючої тріщини в шарах льоду.

Веснин А.В., Почужевский О.Д. Методика определения показателей сложности маршрута движения, эффективности работы и согласованности параметров системы "двигатель-трансмиссия" карьерных самосвалов

Проанализировано теоретическое исследование влияния геометрических параметров и формы клинообразных разрушительных элементов дорожной машины на процесс скалывания льда и распространения лидирующей трещины в слоях льда.

Vesnin A.V.,Pochuzevskiy O.D. Methods of determination of indexes of complication of route of motion, to efficiency of work and co-ordination of parameters of the system "engine-transmission" of open pit tippers

Theoretical research of influence of geometrical parameters and form of klinopodibnikh destructive elements travelling machine is analysed on the process of splitting off of ice and distribution of leading crack in the layers of ice.

УДК 622.732

Малиновский Ю.А., Малиновская С.И. Оптимизация процесса подготовки рудных материалов в измельчительных машинах.

Рассмотрены причины высокой энергоёмкости процессов рудоподготовки при обогащении рудного сырья. Показано, что значительного снижения процесса рудоподготовки можно добиться либо путем введения в схему дробления сырья дробилок сверхтонкого дробления или в результате интенсификации рабочего процесса в существующих дробилках мелкого дробления. Также в работе показано, что возможно повысить эффективность процесса измельчения в барабанных мельницах путем применения многостадийных схем измельчения с использованием в каждом барабане шаров одного типоразмера.

Малиновский Ю.А., Малиновская С.И. Оптимізація процесу підготовки рудних матеріалів в подрібнювальних машинах.

Розглянуто причини високої енергоємності процесів рудопідготовки при збагаченні рудної сировини. Показано, що значного зниження процесу рудопідготовки можна досягти або шляхом введення в схему дроблення сировини дробарок надтонкого дроблення або в результаті інтенсифікації робочого процесу в існуючих дробарок дрібного дроблення. Також у роботі показано, що можливо підвищити ефективність процесу подрібнення у барабаних млинах шляхом застосування багатостадійних схем подрібнення з використанням в кожному барабані куль одного типоразмера.

Malinowski J.A., Malinovskaya S.I. Optimization of the preparation of the ore material in the grinding machines.

Reasons for high energy processes in the ore preparation of ore enrichment. The authors have shown that significant reduction of the ore preparation process can be achieved either by introducing a scheme of splitting of the hyperfine splitting of raw material crushing, or the intensification of the existing workflow in fine crushing mills. Also, we have shown that it is possible to increase the efficiency of the grinding mills through the use of drum patterns mnogostadiialnyh grinding with each drum balls of the same size.

УДК 622.778

Олейник Т.А., Кривенко А.Ю. Математическое моделирование параметров направляющих элементов устройства исходного питания дешламаторов

Представлены результаты математического моделирования направляющих элементов устройства исходного питания дешламаторов обеспечивающих формирование горизонтально ориентированного потока железорудной пульпы. Определен ряд технологических факторов, от которых зависит гидродинамика движения двухфазного потока, а также процесс разделения его компонентов в процессе перемещения до момента выхода в чан дешламатора.

Олійник Т.А., Кривенко А.Ю. Математичне моделювання параметрів напрямних елементів пристрою вихідного живлення дешламаторів

Представлено результати математичного моделювання напрямних елементів пристрою вихідного живлення дешламаторів, які забезпечують формування горизонтально орієнтованого потоку залізорудної пульпи. Визначено ряд технологічних факторів, від яких залежить гідродинаміка руху двофазного потоку, а також процес поділу його компонентів у процесі переміщення до моменту виходу в чан дешламатора.

Oleynik T.A., Krivenko A.Yu. Mathematical modeling of parameters of guiding elements unit power source deshlamatorov

The results of mathematical modeling of the guide elements of the device of the supply source deshlamatorov ensuring the formation of a horizontally oriented flow of iron ore slurry. Determination of the number of technical factors that affect the movement of fluid dynamics of two-phase flow, and the process of separating the components in the process of moving up to the release of the vat deshlamatora.

УДК 629.4.027

Зіборов К.А., Федоряченко С.О. Математична модель шахтної вагонетки з додатковою кінематичною рухливістю ланок ходової частини

В статті викладено важливість шахтного транспорту в сучасних виробничих умовах та проблеми експлуатації шахтних вагонеток. Авторами приведено шляхи підвищення безпеки та довговічності експлуатації вагонеток шляхом модернізування ходової частини. В матеріалах викладено математичну модель руху шахтної вагонетки у взаємодії із рейкових шляхом та аналіз основних динамічних характеристик вагонетки із модернізованою ходовою частиною.

УДК 629.4.027

Зиборов К.А., Федоряченко С.О. Математическая модель шахтной вагонетки с дополнительной кинематической подвижностью ланок ходовой части

В статье изложена важность шахтного транспорта в современных производственных условиях и проблемы эксплуатации шахтных вагонеток. Приведены пути повышения безопасности и долговечности эксплуатации вагонеток путем модернизирования ходовой части. Изложена математическая модель движения шахтной вагонетки во взаимодействии из рельсовых путей и анализ основных динамических характеристик вагонетки с модернизируемой ходовой частью.

Ziborov K.A., Fedorjachenko S.O. The mathematical model of mine trolley with additional kinematics mobility of lanocs of working part

Importance of mine transport in modern productive terms and problem of exploitation of mine trolleys is expounded in the article. Ways over of increase of safety and longevity of exploitation of trolleys are brought by modernization of working part. The mathematical model of motion of mine trolley is expounded in co-operation from a claotype a way and analysis of basic dynamic descriptions of trolley with the modernized working part.

УДК 621.9.06-585

Аралкін А.С., Дехтяренко І.О. Науково-технологічне обґрунтування та модернізація конструкції приводу головного руху верстата мод. 675п

Виконано 3D – моделювання фрезерної операції технологічного процесу виготовлення деталі «Палець», отримано математичну модель об'єму стружкоутворення, визначено закон зміни швидкості різання та модернізовано кон-

струкцію приводу головного руху універсального фрезерного верстата, що дозволить реалізувати цей закон
Аралкин А.С., Дехтяренко И.О. Научно технологическое обоснование и модернизация конструкции повода главного движения станка мод. 675п

Выполнено 3D - моделирование фрезерной операции технологического процесса изготовления детали «Палец», получена математическая модель объема стружкообразования, установлен закон изменения скорости резания и модернизирована конструкция повода главного движения универсального фрезерного станка, который позволит реализовать данный закон

Aralkin A.S., Dekhtyarenko I.O. Scientific technological ground and modernization of construction of occasion of main motion of machine-tool of fashions. 675п

Completed 3D - modeling the milling operation process of manufacturing parts "Finger", the mathematical model of chip, set the variation of cutting speed and upgraded the design of the main cause of movement of the universal milling machine, which will implement the law

УДК 622.281.283

Трегубов В.А., Замыцкий О.В., Кривенко А.Ю. Выбор геометрических параметров радиально-кругового сопла набрызгбетонной машины

Получены зависимости позволяющие определить рациональные геометрические параметры радиально-кругового соплового аппарата набрызгбетонной машины.

Трегубов В.А., Замыцкий О.В., Кривенко О.Ю. Вибір геометричних параметрів радіально-колового сопла набрызгбетонної машини

Отримано залежності що дозволяють визначити раціональні геометричні параметри радіально-кругового соплового апарата набрызгбетонної машини.

Tregubov V.A., Zamytskyi O.V., Krivenko O.Ju. Choice of geometrical parameters of radially - circular nozzle of on sparks of concrete machine

Dependences are got allowing to define the rational geometrical parameters of radially - circular nozzle of on sparks of concrete machine

УДК 621.314.632

Сінолицький А.П., Кольсун В.А., Козлов В.С. Ідентифікація енергетичної моделі електроспоживача для нетрадиційних систем технологічного контролю енергопоказників

Наведено математичний апарат системи ідентифікації енергетичної моделі електроспоживачів, що розширює можливості нетрадиційних систем контролю та обліку енергетичних показників. Проведено оптимізацію математичних викладок для сучасних цифрових мікропроцесорних систем. В якості прикладу оброблено еталонні значення критеріїв ідентифікації для типових промислових трифазних споживачів електроенергії.

Синолицький А.Ф., Кольсун В.А., Козлов В.С. Идентификация энергетической модели электропотребителя для нетрадиционных систем технологического контроля энергопоказателей

Представлен математический аппарат системы идентификации модели электропотребителя, который расширяет возможности нетрадиционных систем контроля и учёта энергетических показателей. Математические выкладки оптимизированны для современных цифровых вычислительных систем. В качестве примера рассчитаны значения критериев идентификации для типовых промышленных трёхфазных потребителей электроэнергии.

Sinolitsyy A., Kolsun V., Kozlov V. Energy model identification of electric load for scada and amr systems

The article gives mathematic tool of identification system, that can be implemented for better using in various SCADA, AMR or other systems. Material is adopted for embedded systems. The article shows calculations of identification criterions for typical three phase high voltage types of load.

УДК 624.046.2

Валовой О.И., Срьоменко О.Ю., Валовой, М.О. Окремі питання розрахунку залізобетонних елементів, підсилених нарощуванням

Встановлено залежність між зміною форми поперечного перерізу дослідних балок, яка відбулася під час підсилення, та передчасним їх руйнуванням. Результати узагальнені та зроблені висновки, приведено рекомендації з підвищення несучої здатності таких елементів.

Валовой А.И., Еременко А.Ю., Валовой, М.А. Отдельные вопросы расчета железобетонных элементов, подсиленных наращиванием

Установлена зависимость между изменением формы поперечного сечения экспериментальных балок, произошедшая вследствие их усиления, и преждевременным их разрушением. Результаты обобщены и сделаны выводы, приведены рекомендации по повышению несущей способности таких элементов.

Valovoy O.I., Eremenko O.Ju., Valovoy O.O. Separate questions of calculation of reinforce-concrete elements, increased by an increase

Dependence is set between the change of form of cross-sectional of experimental beams, happening because of their strengthening, and by their premature destruction. Results are generalized and done conclusions, resulted to recommendation on the increase of bearing strength of such elements.

УДК 622.673.1: 621.778.27

Рутковский М.А. Заболотный К.С. Построение обобщенной параметрической модели обечайки барабана шахтной подъемной машины

Разработан полумпирический метод, который позволит обоснованно подойти к выбору параметров барабанов шахтных подъемных машин, а его применение в проектировании позволит создать конкурентоспособные на миро-

вом рынке подъемные установки, отличающиеся уменьшенной массой, повышенной прочностью и долговечностью.
Рутковский М. А. Заболотный К.С. Побудова узагальненої параметричної моделі обичайки барабана шахтної підйомної машини
 Розроблений напівемпіричний метод, який дозволить обґрунтовано підійти до вибору параметрів барабанів шахтних підйомних машин, а його застосування в проектуванні дозволить створити конкурентоздатні на світовому ринку підйомні установки, що відрізняються зменшеною масою, підвищеною міцністю і довговічністю.

УДК 622.7

Губин Г.Г. К вопросу о теоретических основах интенсификации сгущения коллоидных суспензий
 Рассмотрены научные предпосылки интенсификации сгущения водных коллоидных суспензий. Показано влияние различных физико-химических факторов на ускорение осаждения коллоидных частиц.
Губін Г.Г. До питання про теоретичні основи інтенсифікації згущення колоїдних суспензій
 Розглянуто наукові передумови інтенсифікації згущення водних колоїдних суспензій. Показано вплив різних фізико-хімічних факторів на прискорення осадження колоїдних частинок.
Gubin G.G. To the question about theoretical bases of intensification of condensing of suspensions
 Considered prerequisites for intensifying scientific thickening aqueous colloidal suspensions. The influence of various physico-chemical factors to accelerate the deposition of colloidal particles.

УДК 622.775

Рыльков С.А., Николаенко К.В. Особенности осаждения соединения ванадия и железа из раствора выщелачивания отработанных ванадиевых катализаторов
 Описаны теретические расчеты термодинамических параметров реакций осаждения ванадия и железа в выщелочном растворе. Выполнены аналитические исследования осаждения ванадия и железа из искусственно приготовленных растворов. Приведены результаты исследований, подтверждающие е теретические расчеты и аналитические эксперименты.
Рильков С.А., Николаєнко К.В. Особливості осадження з'єднання ванадію і заліза з розчину вилугування відпрацьованих ванадієвих катализаторів
 Описано теретичні розрахунки термодинамічних параметрів реакцій осадження ванадію і заліза у луговому розчині. Виконано аналітичні дослідження осадження ванадію і заліза із штучно виготовлених розчинів. Наведено результати досліджень, що підтверджують теретичні розрахунки і аналітичні експерименти.
Rylkov S.A., Nikolaenko K.V. Features of besieging of connection of vanadium and iron from solution of lixiviating of exhaust vanadium catalysts
 The theoretical calculations of thermodynamics parameters of reactions of besieging of vanadium and iron are described in alkaline solution. Analytical researches of besieging of vanadium and iron are executed from artificially to prepare solutions. Results over of researches, подтверждающие теретические calculations and analytical experiments, are brought.

УДК 622.272:624.191.5

Роенко А.Н., Харин С.А. Влияние прочностных свойств пород на изменение структуры проходческого цикла в шахтных стволах
 Рассмотрено влияние прочностных свойств пород на соотношение времени операций проходческого цикла при строительстве стволов различного диаметра. Установлены зависимости скорости проходки стволов от коэффициента крепости пород.
Роєнко А.Н., Харін С. А. Вплив міцнісних властивостей порід на зміну структури прохідницького циклу в шахтних стволах
 Розглянуто вплив прочностных властивостей порід на співвідношення часу операцій прохідницького циклу при будівництві стволів різного діаметру. Встановлено залежності швидкості проходки стволів від коефіцієнта фортеці порід.
Roenko A.N., Kharin S.A. Influence of прочностных properties of breeds on the change of structure of entry-driving cycle in mine barrels
 Influence of прочностных properties of breeds is considered on correlation of time of operations of entry-driving cycle at building of barrels of different diameter. Dependences of speed of driving of barrels are set on the coefficient of fortress of breeds.

УДК 621.86.067:622.788

Бережной Н.Н., Стойкова Я.А. Анализ способов и систем загрузки агломерационных и обжиговых машин конвейерного типа
 Выполнен сравнительный анализ существующих способов и систем загрузки агломерационных и обжиговых машин конвейерного типа. Исследованы методы и способы загрузки, позволяющие интенсифицировать процесс спекания шихты и обжига окатышей.
Бережний М.М., Стойкова Я.А. Аналіз способів і систем завантаження агломераційних і обпалювальних машин конвеєрного типу
 Виконаний порівняльний аналіз існуючих способів і систем завантаження агломераційних і обпалювальних машин конвеєрного типу. Досліджені методи і способи завантаження, що дозволяють інтенсифікувати процес спікання шихти і випалення окатишів.
Berezny M.M., Stoykova Ja.A. Analysis of methods and systems of loading of sintering and roaster machines of conveyor-based
 The comparative analysis of existent methods and systems of loading of sintering and roaster machines of conveyor-based is

executed. Methods and methods are investigational loading, allowing to intensify the process of спекания of charge and burning of pellets.

УДК 631.58

Лобов В.Й., Дубовик І.І. Перспективи впровадження систем прецизійного землеробства в АПК України
Проаналізовано перспективи впровадження прецизійного землеробства і визначено, які необхідні технічні та програмні засоби для побудови сучасних автоматизованих систем землеробства на базі ГІС і впровадження їх в АПК України.

Прецизійне землеробство, GPS, геоінформаційна система, система прийняття рішень.

Лобов В.И., Дубовик И.И. Перспективы внедрения систем прецизионного земледелия в АПК Украины
Проанализированы перспективы внедрения прецизионного земледелия и определены необходимые технические и программные средства для построения современных автоматизированных систем земледелия на базе ГИС и внедрения их в АПК Украины.

Прецизионное земледелие, GPS, геоинформационная система, система принятия решений.

Lobov V.Jo., Dubovik I.I. Prospects of introduction of systems of of determined by agriculture of in АПК of of Ukraine
Analyzes the prospects for introduction of precision farming in agriculture and to determine the necessary technical and software products for automated construction of modern farming systems based on GIS and their introduction in agriculture of Ukraine.

Precision farming, GPS, geographic information system, decision-making system.

УДК 69.059

Ліпанчиков С.І. Аналіз методів прогнозування пустот для запобігання техногенних явищ

Проведено аналіз методів прогнозування, а також основних причин появи пустот в надрах землі, що можуть привести до утворення техногенних явищ. Також запропоновано варіант проведення комплексу методів, що необхідно застосувати з метою прогнозування утворення явищ техногенного характеру, що визвані наявністю пустот в надрах землі.

Пустоти в надрах, просідання ґрунтів, сейсморозвідка, електророзвідка, дистанційне зондування Землі, акустична емісія

Липанчиков С.И. Анализ методов прогнозирования пустот для предотвращения техногенных явлений

Проведен анализ методов прогнозирования, а также основных причин появления пустот в недрах земли, которые могут привести к образованию техногенных явлений. Также предложен вариант порядка проведения комплекса методов, которые необходимо применить с целью прогнозирования образования явлений техногенного характера, которые вызваны наличием пустот в недрах земли.

Пустоты в недрах, проседание почв, сейсморозведка, электроразведка, дистанционное зондирование Земли, акустическая эмиссия

Lipanchikov S.I. The analysis of cavities prediction methods for anthropogenic effects prevention

The analysis of prediction methods and main reasons of subsoil cavities appearance which may lead to the appearance of anthropogenic effects is brought. Also, one of the variants of sequence of methods package that is necessary to apply for prediction of anthropogenic effects induced by subsoil cavities presence is given.

Subsoil cavities, soil subsidence, exploration seismology, electrical exploration, earth remote sensing, acoustic emission

УДК 622.28.5

Петренко Ю.А., Новиков А.О., Резник А.В., Шестопапов І.Н. Равнорядиусная металлическая крепь направленной податливости

Приведен анализ причин деформирования металлической арочной податливой крепи, а также результаты лабораторных и аналитических исследований изменения работоспособности крепи при различных углах залегания вмещающих выработку пород. Предложена универсальная конструкция крепи, обеспечивающая длительную устойчивость поддерживаемых выработок.

Ключевые слова: выработка, смещения пород, рама, узел податливости, деформация крепи

Петренко Ю.А., Новіков О.О., Резнік А.В., Шестопапов І.М. Рівнорядіусне металеве кріплення направленої податливості

Наведено аналіз чинників, які впливають на деформування металевого аркового підатливого кріплення, а також результати лабораторних та аналітичних досліджень зміни працездатності кріплення при різних кутах залягання порід, що вміщують виробку. Розроблена універсальна конструкція кріплення, яка забезпечує тривалу стійкість виробок, що підтримуються.

Ключові слова: виробка, зміщення порід, рама, вузол податливості, деформація кріплення

Petrenko Y.A., Novikov A.O., Reznik A.V., Shestopalov I.N. Equal radius metal lining with directed pliability

The analysis of deformation metal arch pliable lining is resulted, and also results of laboratory and analytical researches of change of working capacity lining at various corners of burial breeds containing development. The universal design is offered lining, providing long stability of supported mining.

Keywords: mining, displacement of rocks, a frame, knot of pliability, deformation of lining

УДК 681.327.2

Боровий В.О., Маленков Р.О. Інтерактивний кадастр територій та об'єктів природно-заповідного фонду

У цій статті висвітлюються питання створення інтерактивної системи кадастру територій та об'єктів природно-заповідного фонду України. Проблема є дуже актуальною зважаючи на планомірне збільшення площ територій та кількості об'єктів природно-заповідного фонду України.

Ключові слова: кадастр, природно-заповідний фонд, інтерактивність, заповідник, національний природний парк.

Интерактивный кадастр территорий и объектов природно-заповедного фонда

Боровой В.А., Маленков Р.А. В этой статье освещаются вопросы создания интерактивной системы кадастра территорий и объектов природно-заповедного фонда Украины. Проблема является очень актуальной ввиду планомерного увеличения площадей территорий и количества объектов природно-заповедного фонда Украины.

Ключевые слова: кадастр, природно-заповедный фонд, интерактивность, заповедник, национальный природный парк.

Borovy V.O., Malenkov R.O. Interactive cadastre of territories and objects naturally the protected fund

This article covers the methodology of development of an interactive information system of inventory areas and nature reserve fund objects of Ukraine. The problem is very urgent in view of the systematic increase in total area and number of objects of natural reserve fund of Ukraine.

Keywords: cadastre, nature reserve fund, interactiveness, rezervat, national park

УДК 621.867.4

Калініченко Ю.П., Хіноцька А.А., Яременко В.П. Гвинтовий натискний механізм робочих клітей підвищеної якості в роботі

Розроблено ефективну конструкцію гвинтового натискного механізму здатного зменшувати зусилля на обертання гвинта при корекції відстані між валками, а також знизити вібрацію в натискному механізмі та в валках кліті

Калиниченко Ю.П., Хиноцкая А.А., Яременко В.П. Винтовой нажимной механизм рабочих клетей повышенного качества в работе

Разработана эффективная конструкция винтового нажимного механизма способного уменьшать усилие на вращение винта при коррекции расстояния между валками, а также снизить вибрацию в нажимном механизме и в валках клетки

Kalinichenko Y.P., Khinotskaya A.A., Yaremenko V.P. Spiral mechanism onslaught of working gages of promoted quality

Effective construction is developed of spiral mechanism onslaught able to diminish effort on the rotation of screw at correction of distance between valcami, and also lower vibration in mechanism onslaught and in the valcah cage

УДК 622.625.28

Проців В.В., Твердохлеб А.М. Алгоритм работы системы регулирования тягового усилия шахтного локомотива

Предлагается алгоритм работы системы согласования тягового усилия приводных колесных пар шахтного локомотива для реализации максимально возможной силы тяги, определяемой условиями взаимодействия фрикционной пары.

Проців В.В., Твердохліб А.М. Алгоритм роботи системи регулювання тягового зусилля шахтного локомотиву

Пропонується алгоритм роботи системи узгодження тягового зусилля приводних колісних пар шахтного локомотиву для реалізації максимально можливої сили тяги, визначуваної умовами взаємодії фрикційної пари.

Protsiv V.V., Tverdokhlib A.M. Algorithm of work of the system of adjusting of hauling effort of mine locomotive

The algorithm of work of the system of concordance of hauling effort of drive wheelpairs of mine locomotive is offered for realization of maximally possible tractive, determined by the terms of co-operation of friction pair force.

УДК 681.5.012: 621.313.52

Щокін В.П., Хромей О.В. Аналіз характеристик автоматизованої системи керування збудженням тягового генератора залізничного транспорту

Проведено аналіз існуючої автоматизованої системи керування збудженням тягового генератора залізничного транспорту з урахуванням критеріїв її практичного застосування. Виявлено основні проблеми автоматизованої системи керування збудженням тягового генератора та запропоновано шляхи їх вирішення з метою підвищення ефективності роботи локомотиву.

Щокин В.П., Хромей О.В. Анализ характеристик автоматизированной системы управления возбуждением тягового генератора железнодорожного транспорта

Проведен анализ существующей автоматизированной системы управления возбуждением тягового генератора железнодорожного транспорта с учётом критериев её практического применения. Выявлены основные проблемы автоматизированной системы управления возбуждением тягового генератора и предложены пути их решения с целью повышения эффективности работы локомотива.

Chokin V.P., Khromey O.V. Analysis of descriptions of CAS of management excitation of hauling generator of railway transport

The analysis of the current automated control system of the draught electric drive excitement in railway transport, taking into consideration the criteria of its practical application. Identified the main problem of this system and proposed a methodology to solve them in order to increase the efficiency of the locomotive.

УДК 622.34: 658.562

Шолох М.В., Топчий О.Л. Прогнозування якісних показників корисної копалини при комплексному освоєнні родовища

Розглянуто методи прогнозування якісних показників корисної копалини при комплексному освоєнні родовищ. Виконано детальний аналіз мінливості показників в конкретних умовах оцінювання об'єму і формування якості рудної сировини гірничо-видобувних підприємств.

Шолох Н. В., Топчий О.Л. Прогнозирование качественных показателей полезного ископаемого при комплексном

освоении месторождения

Рассмотрены методы прогнозирования качественных показателей полезного ископаемого при комплексном освоении месторождений. Выполнен детальный анализ переменчивости показателей в конкретных условиях оціню-вання объема и формирования качества рудного сырья горнодобывающих предприятий.

Sholokh N.V., Topchiy O.L. Prognostication of high-quality indexes of useful ископаемого at the complex mastering of deposit

The methods of prognostication of high-quality indexes of useful ископаемого are considered at the complex mastering of deposits. The detailed analysis of changeability of indexes in the concrete terms of оціню-вання volume and forming of quality of ore raw material of горно-добывающих enterprises is executed.

УДК 658: 622.272

Калініченко О.В., Ступнік М.І., Калініченко В.О. Визначення економічних ризиків від порушень денної поверхні в результаті підземного видобутку руд

Наведено основні положення до визначення економічних ризиків від можливих порушень денної поверхні в полях закритих та діючих шахт Криворізького залізрудного басейну. Встановлено закономірності визначення економічного ризику при моніторингу великих територій в умовах визначення ефективності запропонованих охоронних заходів з урахуванням імовірності виникнення геомеханічних ризиків.

Калиниченко Е.В., Ступник Н. И., Калиниченко В. А. Определение экономических рисков от нарушения дневной поверхности в результате подземной добычи руд

Приведены основные положения по определению экономических рисков от возможных нарушений дневной поверхности в полях закрытых и действующих шахт Криворожского железорудного бассейна. Установлены закономерности определения экономического риска при мониторинге больших территорий в условиях определения эффективности предложенных охранных мероприятий с учетом вероятности возникновения геомеханических рисков.

Kalinichenko E.V., Stupnik N.I., Kalinichenko V.A. Determining the economic risks of violations of the surface due to underground mining ores

The basic provisions on the definition of economic risks from possible violations of the surface in the fields closed and operating mines of Krivoy Rog iron ore basin. The laws of the definition of economic risk in monitoring large areas in determining the effectiveness of proposed security measures, taking into account the likelihood of the geomechanical risks.

УДК 622.341.1:620.9

Максимов С.В., Темченко О.А., Темченко Г.В. Передумови впровадження енергозберігаючих заходів в процесі видобутку і переробки залізрудної сировини

Досліджено передумови впровадження енергозберігаючих заходів на основних операціях технологічного процесу видобутку та переробки залізної руди на гірничо-збагачувальних підприємствах, що дозволить зменшити матеріаломісткість кінцевої продукції та підвищити її конкурентні переваги у відповідності до сучасних вимог ринку залізрудної сировини.

Максимов С.В., Темченко А.А., Темченко А.В. Предпосылки внедрения энергосберегающих мероприятий в процессе добычи и переработки железорудного сырья

Исследованы предпосылки внедрения энергосберегающих мероприятий на основных операциях технологического процесса добычи и переработки железной руды на горно-обогатительных предприятиях, что позволит уменьшить материалом- и энергоемкость конечной продукции и повысит ее конкурентные преимущества в соответствии с современными требованиями рынка железорудного сырья.

Pre-conditions of introduction of energy-saving measures in the process of booty and processing of iron-ore raw material

Maximov S.V., Temchenko A.A., Temchenko A.V. Pre-conditions of introduction of energy-saving measures are investigational on the basic operations of technological process of booty and processing of iron-stone on ore mining and processing enterprises, that will allow to decrease material- and power-hungryness of eventual products and to promote her competitive edges in accordance with the modern requirements of market of iron-ore raw material.

УДК 330.46

Кочура Є.В., Гаренко А.А. Економіко-математична імітаційна модель процесу формування собівартості продукції дробарних фабрик

Розроблено економічний критерій для проведення стратегії зменшення собівартості продукції дробарної фабрики, що працює в умовах багатозонального тарифу на електроенергію. Розроблено імітаційну економіко-математичну модель для дослідження процесу формування собівартості продукції дробарної фабрики згідно технологічної схеми дробильного комплексу Інгулецького ГЗК.

Кочура Е.В., Гаренко А.А. Экономико-математическая модель процесса формирования себестоимости продукции дробильных фабрик

Разработан экономический критерий для проведения стратегии уменьшения себестоимости продукции дробильных фабрик, которые работают в условиях многозонного тарифа на электроэнергию. Разработана имитационная экономико-математическая модель для исследования процесса формирования себестоимости продукции дробильных фабрик согласно технологической схеме дробильного комплекса Ингулецкого ГОКа.

Kochura E.V., Garenko A.A. Economic-mathematical model of the cost formation processes of crushing mills production
The economic criteria for the crushing mills production cost reduce strategy, which operates in multi-zone rate for electricity is developed. The economic-mathematical model for the crushing mills production costs formation study up to the technological diagram of Ingulets Mining crushing complex is developed.

УДК 622.013:622.272

Попов С.О., Максимова І.І. Економічне обґрунтування кондицій та контуру запасів залізних руд при їх підземному видобутку

Розглянуті економічні аспекти вибору контуру запасів залізних руд при їх підземному видобутку на основі визначення кондицій. Представлена система показників для економічного обґрунтування параметрів кондицій у сучасних умовах діяльності гірничодобувного підприємства з підземним способом видобутку залізних руд.

Гірничодобувне підприємство, забалансові запаси, економічна ефективність, контур запасів, обґрунтування кондицій

Попов С. О., Максимова И. И. Экономическое обоснование кондиций и контура запасов железных руд при их подземной добыче

Рассмотрены экономические аспекты выбора контура запасов железных руд при подземной добыче на основе определения кондиций. Представлена система показателей для экономического обоснования кондиций в условиях деятельности современного горнодобывающего предприятия с подземной добычей руд.

Горнодобывающее предприятие, забалансовые запасы, экономическая эффективность, контур запасов, обоснование кондиций

Popov S.O., Maksimova I.I. Economic substantiation of conditions parameters and contour of iron ore reserves in underground mining

The research considers economic aspects of a contour selection of iron ore reserves in underground mining on the basis of conditions definition. The system of rates is presented for an economic substantiation of conditions parameters in the mining enterprise environment with underground extraction of iron ore.

The mining enterprise, unconditioned iron ore reserves, economic efficiency, contour of iron ore reserves, mining conditions

УДК 658.511:622.68:629.114

Максимов С. В., Монастирська О. Ю. Питомі витрати палива кар'єрних автосамоскидів як показник економічної ефективності роботи транспортної системи кар'єру

Наведено результати досліджень показника питомих витрат палива кар'єрних автосамоскидів; визначена залежність у вигляді лінійної регресії питомих витрат палива кар'єрних автосамоскидів від швидкості руху, коефіцієнту використання вантажопідйомності, відстані перевезення гірничої маси та ухилу кар'єрних доріг.

Максимов С. В., Монастырская О. Ю. Удельный расход топлива карьерных автосамосвалов как показатель экономической эффективности работы транспортной системы карьера

Приведены результаты исследований показателя удельного расхода топлива карьерных автосамосвалов; определена зависимость в виде линейной регрессии удельного расхода топлива карьерных автосамосвалов от скорости движения, коэффициента использования грузоподъемности, расстояния транспортировки горной массы и уклона карьерных дорог.

Maksimov S. V., Monastirskaya O. Yu. Specific expense of fuel of open-pit dump-truck as index of economic efficiency of work of a transport system of quarry

Results over of researches of index of specific expense of fuel of open-pit dump-truck are brought; dependence is certain as linear regression of specific expense of fuel of open-pit dump-truck from the rate of movement, coefficient of the use of carrying capacity, distance of transporting of mountain mass and slope of quarry roads.

УДК 658.5.001.57:622:699

Захарченко І.С. Економіко-математичні моделі економічної активності підприємств ГМК

У статті розглянуто питання щодо економіко-математичного моделювання економічної активності підприємств ГМК. Також отримано регресійну модель залежності загального прибутку підприємств ГМК від показників їх економічної активності та регресійну модель залежності рентабельності власного капіталу підприємств ГМК від показників економічної активності.

Ключові слова: економічна активність підприємства, економіко-математичні моделі, рентабельність власного капіталу, прибуток, показники ділової та ринкової активності підприємства.

Захарченко И.С. Экономико-математические модели экономической активности предприятий ГМК

В статье рассмотрены вопросы относительно экономико-математического моделирования экономической активности предприятий ГМК. Также получена регрессионная модель зависимости общей прибыли предприятий ГМК от показателей их экономической активности и регрессионная модель зависимости рентабельности собственного капитала предприятий ГМК от показателей экономической активности.

Ключевые слова: экономическая активность предприятия, экономико-математические модели, рентабельность собственного капитала, прибыль, показатели деловой и рыночной активности предприятия.

Zakharchenko I.S., The economic-mathematical models of mining and metallurgical complex enterprises' economic activity

In the article the questions concerning the economic-mathematical modeling of mining and metallurgical complex enterprises' economic activity are considered. Also it is received the regressive model of dependence the mining and metallurgical complex enterprises' general income from indexes of its economic activity and regressive model of dependence the property asset profitability of mining and metallurgical complex enterprises from the indexes of its economic activity.

Keywords: economic activity of enterprise, economic and mathematical models, profitability of property asset, income, in-

dexes of business and market activity of enterprise.

УДК 336. 71 (477)

Р.В. Сазонов, І.С. Слюсаренко, В.І. Троян Аналіз сучасного стану банківської системи України

Проаналізовано сучасний стан банківської системи України. Проведено порівняння провідних банківських установ України за такими показниками як обсяг активів, сукупні зобов'язання, сукупний капітал, кредитний портфель та фінансові результати. Розглянуто основні проблеми, що стримують розвиток банківського сектору, запропоновано шляхи їх вирішення.

Ключові слова: банківська система, сукупні активи, сукупні зобов'язання, сукупний капітал, фінансові результати.

Р.В. Сазонов, И.С. Слюсаренко, В.И. Троян Анализ современного состояния банковской системы Украины

Проанализировано современное состояние банковской системы Украины. Проведено сравнение ведущих банковских учреждений Украины по таким показателям как объем активов, совокупные обязательства, совокупный капитал, кредитный портфель и финансовые результаты. Рассмотрены основные проблемы, сдерживающие развитие банковского сектора, предложены пути их решения.

Ключевые слова: банковская система, совокупные активы, совокупные обязательства, совокупный капитал, финансовые результаты.

R.V. Sazonov, I.S. Slusarenko, V.I. Troyan Analysis of the current state of the banking system of Ukraine

The current state of the banking system of Ukraine. Comparison of the leading banking institutions of Ukraine on such indicators as the volume of assets, total liabilities, total assets, credit portfolio and financial performance. The main problems that hinder development of the banking sector, the proposed solutions.

Key words: banking system, total assets, total liabilities, total capital, financial results.

УДК 336.02:338

Брадул О.М., Юнацький М.О. Державний фінансовий аудит в Україні

У статті досліджено теоретичні основи державного фінансового аудиту: мету, завдання, постулати, які скориговано відповідно до системи управління державними фінансами.

Брадул А.М. Юнацкий М.О. Государственный финансовый аудит в Украине

В статье исследовано теоретические основы государственного финансового аудита: цель, задание, постулаты, которые откорректированы в соответствии с системой управления государственными финансами.

Bradul A.M. Junatskiy M.O. The state financial audit in Ukraine

In the article investigational theoretical bases of state financial audit: purpose, task, postulates which corrected in accordance with control system by state finances.

УДК 657.421:622

Ізмайлова О.О. Аналіз ефективності використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств

Проаналізовано ефективність використання основних засобів гірничо-збагачувальних підприємств України за 2006-2011 рр. Запропоновано групу показників ефективності використання оновлених і поліпшених основних засобів. Визначено резерви підвищення ефективності використання основних засобів залізорудних комбінатів.

Ізмайлова О.А. Анализ эффективности использования основных средств горно-обогатительных предприятий

Проанализирована эффективность использования основных средств горно-обогатительных предприятий Украины за 2006-2011 гг. Предложена группа показателей эффективности использования обновлённых и улучшенных основных средств. Определены резервы повышения эффективности использования основных средств железорудных комбинатов.

Izmailova O.A. Analysis of efficiency of the use of the fixed assets of ore mining and processing enterprises.

Efficiency of the use of the fixed assets of ore mining and processing enterprises of Ukraine is analysed after 2006-2011 y.y. The group of indexes of efficiency of the use of the renewed and improved fixed assets is offered. Backlogs of increase of efficiency of the use of the fixed assets of iron-ore combines are certain.

УДК 657.336(004)

Ізмайлов Я.О. Передінвестиційний аналіз у системі підготовки рішень з іноземного інвестування

Запропоновано підхід до визначення етапів та показників для проведення передінвестиційного аналізу іноземними інвесторами, що розглядають можливість вкладення коштів у промислові об'єкти.

Ізмайлов Я.А. Прединвестиционный анализ в системе подготовки решений по иностранному инвестированию

Предложен подход к определению этапов и показателей для проведения прединвестиционного анализа иностранными инвесторами, рассматривающими возможность вложения средств в промышленные объекты.

Izmailov Y.A. Pre-investment analysis in the system of preparation of decisions on the foreign investing

Offered approach to the determination of the stages and indexes for the leadthrough of pre-investment analysis of foreign

investors, examining possibility of investment of facilities

УДК 339.564:553.31

Єгорова І.Г. Конкурентні умови експортних поставок української залізорудної продукції на Східноєвропейський сегмент міжнародного ринку

Проаналізовано динаміку і структуру експорту української залізорудної сировини до країн Східної Європи. Охарактеризовано місткість цільових ринків Східноєвропейських країн та частки на них українських та конкуруючих з ними іноземних виробників залізорудної продукції. Проведено порівняння залізорудної сировини українських та іноземних компаній за якісними та ціновими параметрами на розглянутому сегменті міжнародного ринку. Оцінено привабливість цільових ринків країн Східної Європи для української залізорудної продукції та розроблено рекомендації щодо посилення її конкурентоспроможності на цих ринках.

Егорова И.Г. Конкурентные условия экспортных поставок украинской железорудной продукции на Восточноевропейский сегмент международного рынка

Проанализированы динамика и структура экспорта украинского железорудного сырья в страны Восточной Европы. Охарактеризованы ёмкость целевых рынков Восточноевропейских стран и доли на них украинских и конкурирующих с ними иностранных производителей железорудной продукции. Проведено сравнение железорудного сырья украинских и иностранных компаний по качественным параметрам на рассмотренном сегменте международного рынка. Оценена привлекательность целевых рынков Восточной Европы для украинской железорудной продукции и разработаны рекомендации по усилению её конкурентоспособности на этих рынках.

Jegorova I.G. Competition terms of the export supplying to the Ukrainian iron-ore products to the east Europe segment of international market

A dynamics and structure of export of Ukrainian iron-ore raw material is analysed in the countries of East Europe. Described capacity of target markets of the east Europe countries and stake on them the Ukrainian and competitive with them foreign producers of iron-ore products. Comparison of iron-ore raw material of the Ukrainian and foreign companies is conducted on high-quality parameters on the considered segment of international market. The attractiveness of target markets of East Europe is appraised for the Ukrainian iron-ore products and developed recommendations on strengthening of its competitiveness on these markets.

УДК 657.336(004)

Шевченко Л.Я. Аналітичне забезпечення стратегічного управління діяльністю корпоративних підприємств

Досліджено концептуальні засади аналітичного забезпечення менеджменту корпоративних підприємств. Запропоновано концептуальну модель аналізу в системі стратегічного управління діяльністю корпоративних підприємств.

Шевченко Л.Я. Аналитическое обеспечение стратегического управления деятельностью корпоративных предприятий

Исследованы концептуальные основы аналитического обеспечения менеджмента корпоративных предприятий. Предложена концептуальная модель анализа в системе стратегического управления деятельностью корпоративных предприятий.

Shevchenko L.Я. analytical providing of strategic management activity of corporate enterprises

Principles of the analytical providing of management of corporate enterprises are investigational in the article. The conceptual model of analysis offers in the system of strategic management of corporate enterprises activity.

УДК 65.012.265: 65.011.56

Варава А.А. Оцінка ефективності реалізації інформаційної підсистеми стратегічного управління на основі методу збалансованих показників

Надано теоретичні та прикладні засади оцінки ефективності інформаційного забезпечення прийняття стратегічних управлінських рішень на основі збалансованої системи показників.

Варава А.А. Оценка эффективности реализации информационной подсистемы стратегического управления на основе метода сбалансированных показателей

Представлены теоретические и прикладные основы оценки эффективности информационного обеспечения принятия стратегических управленческих решений на базе сбалансированной системы показателей.

Varava A.A. An estimation of efficiency of realization of informative subsystem of strategic management is on the basis of method of the balanced indexes

Provided and applied theoretical principles of information support management's strategic decision evaluation, which based on the balanced scorecard



**До 75-річчя від дня народження
Володимира Федоровича Бизова**

Володимир Федорович Бизов народився 17 серпня 1937 року в селі Пушкіно Омської області. Після закінчення школи в 1954 році вступив до Криворізького гірничорудного інституту, закінчивши який, працював гірничим майстром, начальником дільниці РУ ім. XX партз'їзду Мінчормету СРСР. З 1965 р. - аспірант, молодший науковий співробітник, старший інженер науково-дослідницького сектору.

У квітні 1966 р. Володимир Федорович захистив кандидатську дисертацію на тему «Дослідження і вибір параметрів буро-вибухових робіт при відкритій розробці родовищ». З 1966 р. - старший викладач, доцент, завідувач кафедри вищої математики.

У 1980 році після захисту докторської дисертації на тему «Дослідження параметрів систем усереднення якості залізних руд на кар'єрах» призначається проректором з навчальної роботи, а в 1985 р. – ректором Криворізького гірничорудного інституту (Криворізького технічного університету), обирається завідувачем кафедри відкритої розробки родовищ корисних копалин. На посаді ректора Володимир Федорович Бизов пропрацював майже 18 років.

Свою наукову діяльність він присвятив створенню теоретичних основ розробки родовищ корисних копалин. Викладена в монографіях і підручниках теорія управління якістю корисних копалин викликає постійну увагу вчених, проектувальників і працівників гірничої промисловості. Розроблений ним новий метод наближення скалярних функцій якості корисних копалин і топоповерхонь білінійними сплайнами і парними рядами Фур'є дозволяє значно підвищити точність планування гірничих робіт, підвищити ефективність використання ЕВМ, значно скоротити обсяг ручної праці, підвищити оперативність і достовірність інформації.

Протягом усієї своєї науково-інженерної діяльності професор В.Ф. Бизов підтримував тісні і плідні зв'язки з підприємствами гірничої промисловості, надавав їм допомогу як своїми науковими працями, так і безпосередньою участю у вирішенні практичних завдань з розробки і переробки корисних копалин.

Основні результати наукових досліджень, педагогічної діяльності викладені в 213 наукових працях (із них 19 монографій і 30 авторських свідоцтв). Разом із провідними професорами України видана вперше у світі серія підручників під назвою «Бібліотека гірничого інженера», яка складається з 14 томів і охоплює практично всі напрями діяльності гірників. Відмінною рисою наукової діяльності проф. В.Ф. Бизова була широка практична апробація створених теоретичних положень, велика практична цінність результатів досліджень.

За ініціативи В.Ф. Бизова було створено Академію гірничих наук України (АГНУ), місцезнаходженням центральних органів якої стало наше місто Кривий Ріг. Ця знаменна подія сталася 26 лютого 1991 року – Установчим з'їздом гірників і металургів України було засновано Академію гірничих наук України. Президентом АГНУ одноголосно було обрано В.Ф. Бизова, який більше 20 років її очолював.

АГНУ об'єднала на громадських засадах провідних учених і працівників гірничо-промислового комплексу не тільки України, а і вчених з Росії, США, Китаю, Польщі, Румунії, Італії та інших країн. Контакти з ними вона здійснює через Всесвітній гірничий конгрес, Асоціацію гірничих професорів та інших організацій. Авторитет Академії виріс до такого рівня, що почали відкриватися її відділення в інших країнах. Зокрема, Румунське відділення очолив відомий спеціаліст, професор Микола Іліясов.

Офіційне визнання Академії гірничих наук підтверджено сертифікатом реєстрації в ООН.

Велику увагу приділяв В.Ф. Бизов проблемі енерго- та ресурсозбереження. Під його керівництвом розроблені й успішно діють науково-технічні програми з питань економії та комплексне освоєння надр України.

Значну роботу проводив В.Ф. Бизов з наукової діяльності студентів. Він був упевнений у тому, що саме це сприяє підвищенню рівня підготовки молодих спеціалістів.

Під керівництвом В.Ф. Бизова і при його безпосередній участі було вперше видано серію підручників, об'єднаних під загальною назвою «Бібліотека гірничого інженера» в 14 томах.

Особистий внесок В.Ф. Бизова у розвиток гірничої науки важно переоцінити. Його заслуги високо оцінені. Він є лауреатом Державної премії в галузі науки і техніки України, має почесне звання Заслуженого діяча науки і техніки України, нагороджений орденом «Знак пошани», численними медалями та відзнаками.

Колектив Академії гірничих наук

Збірник наукових праць

В і с н и к

Криворізького національного університету

Випуск 32

Редактор, коректор
Комп'ютерний набір, верстка

Наумова Н.В., Тумасова О.Г.
Самойлюк О.Г.

Здано в набір 23.01.12. Підписано до друку 26.04.12 за рекомендацією Вченої Ради
ДВНЗ «Криворізький національний університет», протокол № 5.
Формат 60×84/8. Ум. друк. арк. 40,8 Тираж 120 прим.
Замовл. № 4. Укр., рос.

Адреса видавництва:
50027, Кривий Ріг, вул. XXII партз'їзду, 11
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ДВНЗ «Криворізький національний університет»
2012. Вип. 32. 3-338.

ТОВ «Друкарня Октан-Принт», пр. 200-річчя Кривого Рогу, 17
Тел. (056) 440-21-63

Збірник наукових праць

В і с н и к
Криворізького національного університету

Випуск 32

Редактор, коректор
Комп'ютерний набір, верстка

Наумова Н.В., Тумасова О.Г.
Самойлюк О.Г.

Здано в набір 23.01.12. Підписано до друку 26.04.12 за рекомендацією Вченої Ради
ДВНЗ «Криворізький національний університет», протокол № 5.
Формат 60×84/8. Ум. друк. арк. 40,8 Тираж 120 прим.
Замовл. № 4. Укр., рос.

Адреса видавництва:
50027, Кривий Ріг, вул. XXII партз'їзду, 11
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ТОВ «Друкарня Оксан-Принт», пр. 200-річчя Кривого Рогу, 17
Тел. (056) 440-21-63

ДВНЗ «Криворізький національний університет»
2012. Вип. 32. 3-338.